Geochemische Grundlagen
zur nachhaltigen Bewirtschaftung von Gesteinen
in Baden-Württemberg

Von der Gemeinsamen Naturwissenschaftlichen Fakultät

der Technischen Universität Carolo-Wilhelmina

zu Braunschweig

zur Erlangung des Grades eines

Doktors der Naturwissenschaften

(Dr.rer.nat.)

genehmigte

Dissertation

von Thomas Lotze
aus Hannover

1. Referent: Prof. Dr. D. Zachmann

2. Referent: Prof. Dr. W. Schneider

eingereicht am: 27. August 1998

mündliche Prüfung (Disputation) am: 21.04.1999

1999
(Druckjahr)

Danksagung

Mein besonderer Dank für die Anteilnahme bei der Verwirklichung dieser Arbeit gilt Herrn Prof. Dr. D. Zachmann, dessen Anregungen sowie fachliche und menschliche Unterstützung mir stets eine große Hilfe waren.

Darüber hinaus möchte ich mich bei Frau R. Löhr und Frau S. Scheffler bedanken, die einen großen Teil der Analytik des Probenmateriales besorgten.

Ich danke insbesondere Herrn O. Ewald für seine Anregungen und viele fruchtbare Diskussionen.

Nicht zuletzt bedanke ich mich bei meiner Frau Susanne und meiner Tochter Victoria für ihre Unterstützung und ihr Verständnis.

Th. Lotze, Mai 1999

Inhalt

Zusammenfassung

Im Zuge von Abbauprojekten (Berg-, Straßen- und Wohnungsbau) in großen Mengen anfallendes Gesteinsmaterial weist ein erhebliches Nutzungspotential auf. Statt eine kostspielige und ressourcenschädigende Entsorgung der natürlichen abgebauten Materialien vorzunehmen, bemüht sich etwa das Bundesland Baden-Württemberg seit einiger Zeit um eine kontrollierte Wiederverwertung von Böden und Gesteinen. Dies bedarf jedoch Untersuchungen bezüglich der Umweltverträglichkeit dieser Materialien, was für natürlich vorkommende Gesteine bisher nicht in einem befriedigenden Umfang geschah. Ziel dieser Dissertation war daher die Bestimmung der geogenen Inhaltsstoffe von im besonders bauaktiven Großraum Stuttgart vorkommenden Gesteinen sowie die darauf aufbauende Klassifizierung zu deren Weiterverwendbarkeit, z.B. bei der Verfüllung von Rohstoffabbauen, um einen nachhaltigen Umgang mit den natürlichen Ressourcen zu gewährleisten. Das Hauptaugenmerk lag auf den Gehalten an Schwermetallen und anderen potentiell toxischen Elementen. Deren leicht verfügbare Anteile waren dabei von besonderem Interesse, da wiederverwendete Gesteine, vor allem im frisch abgebauten Zustand, im Kontakt mit Grundwasser und Niederschlag mit ihren leicht löslichen Anteilen zu einer Überschreitung von Richt- und Grenzwerten in Trinkwasser und Böden im Umfeld des Einlagerungsraumes führen können. Ein wesentlicher Aspekt der Arbeit war daher die Eluierbarkeit von Schadstoffen aus dem Gestein.

Es wurden ca. 400 Einzelproben aus 53 stratigraphisch definierten Sedimentschichten im Bereich des Großraumes Stuttgart gewonnen. Die untersuchten geologischen Schichten entstammen der Trias (z.T. Oberer Buntsandstein, Oberer Muschelkalk mo2 sowie die nahezu vollständige Keuperabfolge des Untersuchungsgebietes), dem Schwarzen und Braunen Jura und untergeordnet Teilbereichen des Weißen Jura. Die Proben wurden mittels Königswasseraufschluß (DIN 38414 S7) und Laugung mit deionisiertem Wasser (DIN 38414 S4) aufbereitet und mit verschiedenen Methoden gemessen (ICP-OES, AAS, RDA). Schwerpunkt war die Untersuchung toxischer Spurenelemente (v.a. Schwermetalle) sowie leicht löslicher grundwassergefährdender Hauptelemente. Das gewonnene Datenmaterials (ca. 20 000 Analysenwerte) wurde mit Hilfe statistischer Tests aufbereitet und durch geochemische Modellierungen verifiziert.

Für eine Einschätzung der potentiellen Umweltgefährdung durch die untersuchten Gesteine mußten entsprechende Grenz- und Richtwerte herangezogen werden, die entweder eine gesetzliche Vorschrift bilden oder aber auf (inter-) national anerkannten Empfehlungen von Fachgremien beruhen (u.a. TVO, KLOKE-Liste, Z-Werte der LAGA). Bei der Zuordnung zu diesen Grenz- und Richtwerten war zwischen Gesteins- (Boden-) materialien und deren Eluat zu unterscheiden.

Anhand von Korrelationsanalysen des Datenmaterials wurden Unterschiede bezüglich Stoffbestand und Bindungsformen der Elemente zwischen den stratigraphischen Serien oder verschiedenen Gesteinsarten ermittelt. Die Befunde dieser Korrelationen ergeben eine einfache Charakterisierung der stratigraphischen Serien hinsichtlich ihres jeweiligen hauptsächlichen Steuerungsverhaltens für Schwermetall-Bindungsformen. Dabei sind im Keuper die Schwermetalle (SM) überwiegend adsorptiv an (Fe-) Tonminerale gebunden, während die SM im Schwarzen Jura größtenteils in (Fe-) sulfidischen Mineralisationen, aber auch an Tone und organischen Kohlenstoff gebunden, vorliegen. Im Braunen Jura sind die SM sowohl tonmineralisch als auch an Fe-/Mn- Oxide/Hydroxide gebunden, die aus Fe- (Mn-) Karbonaten hervorgehen.

Um Vorhersagen zum Löslichkeitsverhalten einiger Elemente unter Abweichung der Bedingungen bei den Elutionsversuchen stellen sowie mögliche Umweltszenarien durchprüfen zu können, war es notwendig, mit verschiedenen Programmen (WATEQ4F, PHREEQE) geochemische Modellierungen vorzunehmen. Dabei wurden Equilibrierungen bestimmter Minerale mit unterschiedlichen Lösungen berechnet, um die jeweilige Sättigungsgrenze zu bestimmen und damit Prognosen für die höchstmöglichen Gehalte eines Elementes in einer definierten Lösung zu treffen. Von besonderem Interesse war das Verhalten von Al, Fe, SO_4, Zn, Cd und Pb.

Aufbauend darauf wurde letztlich eine Klassifizierung der Gesteine zum Zweck ihrer Wiederverwendung und des nachhaltigen und umweltschonenden Umgangs mit diesen natürlichen Ressourcen erarbeitet. Dabei wurden die Materialien verschiedenen Belastungsklassen zugeordnet, die sich an den Maßgaben von TVO, KLOKE-Liste, LAGA u.a. orientieren.

Es wird belegt, daß für die Einteilung in Gefährdungsklassen die eluierbaren Schadstoffe der Gesteine sowie der Anteil an C-org. maßgebend sind. Als Hauptgröße der eluierbaren Anteile ist das Sulfat zu nennen, das u.a. auch auf die oxidierten Sulfidanteile eines Gesteins hinweist. Für die Bewertung und Einteilung der Gesteine ist somit die Bestimmung des Sulfatgehaltes im Eluat, des Gesamtgehaltes an organischem Kohlenstoff sowie der toxischen Elemente im Eluat (nach den Richtlinien von TVO bzw. LAGA) hinreichend und notwendig. Letztlich läßt sich jeder Gesteinsschicht eine Anzahl von Belastungspunkten zuordnen. Insgesamt konnten 5 Gefährdungsgruppen unterschieden werden, deren Belastungspotential von *keine Gefährdung* bis *sehr starke Gefährdung* im Falle der Wiederverwendung des Materiales reicht.

Im ganzen weisen 50% der Sedimente des Lias eine mäßige bis sehr starke Gefährdung auf. Diese beruht auf hohen Anteilen an oxidiertem Sulfid sowie an leicht eluierbaren toxischen Elementen, wobei es sich überwiegend um Schwermetalle handelt. Im Verbreitungsraum dieser Serie ist daher besondere Vorsicht bei der Wiederverwendung von Sedimentgesteinen geboten. 11% der Keuperschichten bewirken eine starke bis sehr starke Gefährdung, was in der Hauptsache auf die hohen Sulfatgehalte in den nicht ausgelaugten Schichten des Gipskeuper zurückzuführen ist.

Das Belastungsproblem bei der Wiederverwertung liegt in der Hauptsache bei den Schichten des Lias. Seit längerem bekannt und in dieser Untersuchung bestätigt und genauer quantifiziert ist die Belastung der Schichten des Lias ε.

Läßt man die Bereiche außer acht, in welchen die Schichten des Lias anstehen, so weisen 87% der geologischen Formationen keine bzw. nur schwache Gefährdungen auf. D.h., der ganz überwiegende Anteil von abgebauten Gesteinen kann uneingeschränkt in Regionen anderer geologischer Zusammensetzung verbracht und gelagert werden. Aufgrund des relativ großen Anteiles an den höheren Gefährdungsklassen sollten Gesteine des Schwarzen Jura grundsätzlich nur im Ausstrichbereich des Lias wiederverwendet werden.

Summary

Huge amounts of rock materials, which have a considerable potential of utilization, are produced by projects in mining, road construction and house building. As one of the first german states Baden-Württemberg tries to achieve a controlled recycling of soils and rocks instead of an expensive and damaging-to-resources disposal of these mined natural materials. This terms of reference require researches concerning the environmental compatibility of the materials which have not been performed for natural rocks in a satisfactory size yet. Therefore, the scope of the investigations of this study was to determine the geogenic element components of rocks which are found in the particularly construction-active Stuttgart area and, based on this determination, draw up a classification for the rocks reuse (e.g. for the filling of raw material minings) to get a sustainable management of natural resources.

The main attention focussed on heavy metals and other potential toxic components. Their easily available shares were of special interest, as particularly in a freshly mined condition the reused rocks may release soluble elements when coming into contact especially with ground water and precipitation. As a result, exceedings of guide numbers and threshold values in drinking water and soils can occur in the sphere of the deposit area. Therefore, besides the bulk concentrations of the rock materials the water-extraction of noxious substances from the rocks was an important aspect of this treatise.

About 400 samples from 53 stratigraphically defined sedimentary layers were taken within the Stuttgart area. The examined geological layers are mainly from the triassic series, Schwarzer Jura and Brauner Jura and partially from the series of Weißer Jura. The samples were digested with aqua regia (according to DIN 38414 S7) as well as leached with distilled water (according to DIN 38414 S4) and were measured with different analytical methods (ICP-OES, AAS, RDA). The analyses focussed on toxic trace elements (especially heavy metals) and readily soluble ground water contaminating major elements. The results (about 20 000 analytical data) were processed with statistical methods and verified by geochemical calculations.

Threshold values and guide numbers which are either prescribed by law or otherwise based on (inter-) national accepted recommendations (TVO, KLOKE-List, Z-Values of LAGA etc.) were used to estimate the hazardous potential of the examined rocks. For the classification by threshold values and guide numbers the discrimination between the bulk concentrations of the rock materials and the leached proportions in the hydrous extracts was necessary.

Concerning the main elements and mineral contents and the bonding forms of (toxic) trace elements distinctions between the various stratigraphical series and different types of rocks were scrutinized by intercorrelating the analytical data. The results of the correlations indicate a clear-cut characterization of different heavy metal bonding forms in the stratigraphical series. In the Keuper series the heavy metals (HM) are predominantly bound by adsorption to (Fe-) clay minerals. In the Schwarzer Jura the proportion of the HM is generally controlled by the sulphidic mineralization (but the HM are also bound to clay minerals and organic carbon). Heavy metals in the Brauner Jura are bound to clay minerals as well as Fe-/Mn-oxides/hydroxides which developed from Fe- (Mn-) carbonates.

Based on the extraction experiments scenarios for the solubility behaviour of some elements were simulated for different environmental conditions. The calculations were mainly performed with the thermodynamic modelling

program PHREEQE (in some cases WATEQ4F was used for a cross-check). The calculations focus on equilibrations of specific minerals with varying hydrous solutions with the scope to assess the highest possible concentration of an element in a defined solution. The behaviour of Al, Fe, SO_4, Zn, Cd and Pb was of special interest.

Based on all studies carried out a classification of the rocks was developed under the aspect of the sustainable environmental management. On this classification the rock materials were assigned to different contamination classes in accordance with TVO, KLOKE-List, LAGA etc.

It is proved that the water extractable pollutants of the rocks as well as the concentration of organic carbon are decisive for a classification in pollution hazard groups. In strata without primary proportions of gypsum the sulphate contents are due to the oxidation of sulphides of partially toxic elements. In these strata sulphate is the main extractable component. Therefore, the determination of the concentration of sulphate and toxic elements in the hydrous extract (according to TVO and LAGA) and the total organic carbon of the rocks are sufficient and nessessary for the assessment of the pollution hazard and the classification of the rocks. Finally a number of contamination criteria can be assigned to every stratum.

50% of the liassic sedimentary layers fall into classes between a *moderate hazard* and *very strong hazard*. This is due to their amounts of oxidized sulphide and readily soluble toxic elements (predominantly heavy metals). In the area of outcropping liassic sediments special care in the reuse of rocks is required. 11% of the Keuper layers show a *strong* to *very strong hazard* which is mainly based on high concentrations of gypsum and anhydrite in the unleached layers of the Gipskeuper.

In general, the pollution problem due to recycling rock materials is mainly restricted on liassic layers. As one of the strata with the highest concentrations of sulphides and organic carbon the contamination potential of the Lias ε layers was quantified more exactly in this study.

Disregarding the ambit of the liassic layers 87% of the geological formations can be classified as *non-hazardous* or *low hazardous*. Therefore, the predominant part of the mined rocks can be handled without environmental risks and redeposited without regard of a different geological composition of the area. On account of their relatively great share of the more hazard classes rocks of Schwarzer Jura should be reused only in the original liassic environment.

Einleitung

Im Jahr 1996 betrug die bergbauliche Rohförderung des Landes Baden-Württemberg bei der Mineralgewinnung 9,2 Mio. Tonnen, davon 8,6 Mio. Tonnen verwertbare Förderung. Auf die einzelnen Abbaugüter entfielen an verwertbarer Förderung:

Anhydrit	207.810 t
Gips	260.525 t
Kalkstein/Traß	496.235 t
Quarzsand	1.571.600 t
Ton	2.252.128 t
Steinsalz und Sole	3.382.755 t
Ölschiefer	293.758 t
Flußspat	32.448 t
Schwerspat	64.661 t
Erdgas/-öl in 1000m^3 (V_n)	20.337
Erdöl und Kondensat	8.837 t

Insgesamt wurden 1996 in baden-württembergischen Bergbauen rund 3,7 Mio. Tonnen Abfallmaterialien entsorgt. Im einzelnen sind dies:

Auffüllung (Tagebau)		2.254.415 t
davon:	bergbaueigen (Abraum)	986.341 t
	bergbaufremde Materialien	1.268.074 t
Versatz (unter Tage)		1.166.578 t
davon:	bergbaueigen (Berge)	1.015.471 t
	bergbaufremd (Reststoffe)	151.107 t
Deponie		257.840 t
davon:	unter Tage	76.780 t
	über Tage	181.060 t

Die Anzahl der Bergbaubetriebe im Bundesland Baden-Württemberg belief sich 1996 auf 11 Bergwerke (unter Tage), 134 Tagebaue und 91 Bohrbetriebe. Bei den Althohlräumen mit einem Volumen >50m^3 sind ca. 3000 Objekte zu verzeichnen, davon ca. 1200 Bohrungen. Bei Tunnelbaumaßnahmen entstanden 21 Hohlraumbauwerke. Das größte Tunnelbauvorhaben im Land ist die Auffahrung des Engelbergbasistunnels der A81 bei Leonberg, mit 2 parallel verlaufenden Tunnelröhren von 2500m Länge und Ausbruchquerschnitten zwischen 210m^2 und 270m^2 [Quelle aller Zahlen: Landesbergamt Baden-Württemberg, Freiburg 1997].

Nimmt man die Tätigkeiten für Straßen- und Wohnungsbau hinzu, so ergeben sich extrem große Mengen an abgebauten Gesteinen und Böden, die ein erhebliches Nutzungspotential aufweisen. Statt einer kostspieligen und ressourcenschädigenden Entsorgung der natürlichen abgebauten Materialien, bemüht sich das Bundesland Baden-Württemberg daher seit einiger Zeit um eine kontrollierte Wiederverwertung von Böden und Gesteinen [Im Auftrag des Umweltministeriums Baden-Württemberg: ZWÖLFER et al. 1991, HAGELAUER & WOLFF 1993, KOHL et al. 1994].

Für eine Wiederverwendung dieser Materialien sind jedoch Untersuchungen bezüglich ihrer Umweltverträglichkeit nötig. Dies ist für natürlich vorkommende Gesteine bisher noch nicht in einem befriedigenden Umfang geschehen. Dabei ist die Nachhaltigkeit der Auswirkungen, also eine mögliche Langzeitbeeinflussung der potentiellen Nutzungsumgebung, von besonderer Relevanz.

Ziel der im Rahmen dieser Dissertation vorgenommenen Untersuchungen war daher die Bestimmung der geogenen Inhaltsstoffe von im besonders bauaktiven Großraum Stuttgart vorkommenden Gesteinen sowie die darauf aufbauende Klassifizierung zu deren Weiterverwendbarkeit, v.a. bei der Verfüllung von Rohstoffabbauen (z.B. Kiesabbaustätten im Oberland). Das Hauptaugenmerk lag auf den Gehalten an Schwermetallen und anderen potentiell toxischen Elementen. Deren leicht verfügbare Anteile waren dabei von besonderem Interesse, da wiederverwendete Gesteine, vor allem im frisch abgebauten Zustand, im Kontakt mit Grundwasser und Nieder-

schlag mit ihren leicht löslichen Anteilen zu einer Überschreitung von Richt- und Grenzwerten in Trinkwasser und Böden im Umfeld des Einlagerungsraumes führen können.

Ein wesentlicher Aspekt des Vorhabens war daher die Eluierbarkeit von Schadstoffen aus dem Gestein. Bei der anthropogenen Nutzung werden v.a. im Ballungsraum Stuttgart große Mengen der Gesteine aus ihrem ursprünglichen geogenen Verband bewegt und somit aus ihrem natürlichen Gleichgewicht gebracht. Dies hat die potentielle Freisetzung von Schwermetallen, Sulfaten und anderen Schadstoffen zur Folge.

Im einzelnen umfaßten die Untersuchungen Literaturrecherchen, Feststellungen zur geologischen Situation im Großraum Stuttgart, eine Auswahl der Probennahmeorte, Probennahmen sowie Aufbereitung und Analyse der gewonnenen Proben im Labor. Danach erfolgte eine Auswertung des resultierenden Datenmaterials, das mit Hilfe von statistischen Tests aufbereitet und durch geochemische Modellierungen verifiziert wurde. Die zu untersuchenden geologischen Schichtglieder entstammen der Trias (z.T. Oberer Buntsandstein, Oberer Muschelkalk mo2 sowie die nahezu vollständige Keuperabfolge), dem Schwarzen und Braunen Jura und untergeordnet Teilbereichen des Weißen Jura.

Als Voruntersuchung wurden im Sinne einer Durchführbarkeitsstudie die Schichten des Braunen Jura beprobt und auf ihre Gesamtgehalte an relevanten Elementen analysiert. Da das Material in frischen Bohrkernen vorlag, konnte fast die gesamte stratigraphische Abfolge des Braunen Jura im Voralbgebiet gewonnen werden.

Auf dieser Basis wurde dann ein Konzept zur Beprobung relevanter Gesteinsschichten im Raum »Mittlerer Neckar« entwickelt. Parallel hierzu wurden Literaturstudien zur gesamten Thematik vorgenommen.

Nach Durchführung der Probennahmekampagnen erfolgte die Analytik des gewonnenen Gesteinsmateriales, verbunden mit einer Vorauswertung und Bewertung der Analysenresultate. Teilweise mußten Aufbereitungs- und Analysenverfahren an die Problemstellung, insbesondere für die Messung der Eluate, neu adaptiert werden.

Die Untersuchungsergebnisse wurden mit statistischen Methoden ausgewertet. Geochemische Modellierungen sollten dann die Steuerungsparameter für die potentielle Freisetzung der toxischen Inhaltsstoffe der Gesteine aufzeigen, um so zu einer Einschätzung der Auswirkungen auf verschiedene Einlagerungsmilieus gelangen zu können. Darauf aufbauend wurden Konsequenzen und Empfehlungen für die Wiederverwertung von abgebauten Gesteinen des Großraumes Stuttgart abgeleitet.

Die Aktualität der Problemstellung wird z.B. in dem Bericht der Enquete-Kommission des Deutschen Bundestages zum Schutz des Menschen und der Umwelt deutlich, der als verbindliches Umwelthandlungsziel den Erhalt des Naturkapitals und die Verminderung von entsprechenden Belastungen sieht [Mitteilungen: Enquete-Kommission „Schutz des Menschen und der Umwelt“ – Zwischenbericht 1997]. Hier ist u.a. der Begriff vom „nachhaltigen Umgang von Stoff- und Materialströmen“ zu finden, der im Zusammenhang mit dem Bodenschutz diskutiert wird. Die Kommission hat dabei den Schutz der Böden in den Vordergrund gestellt. Eine Zielvorstellung für den Bereich „Siedlungs- und Verkehrsfläche“ ist die Reduzierung des zusätzlichen Flächenverbrauchs auf 10% des heutigen Niveaus bis zum Jahr 2010.

Ähnliche Maßgaben werden auch von der Volkswagen-Stiftung in ihrem Schwerpunktthema „Umwelt als knappes Gut“ propagiert, in dem Steuerungsverfahren und Anreize zur Schadstoff- und Abfallverringerung entwickelt werden sollen, insbeson-

dere auch unter dem Aspekt der Nachhaltigkeit [Volkswagen-Stiftung – Bericht 1996].

Diese Handlungsziele und Maßgaben betreffen jedoch nicht nur Böden, sondern mindestens ebenso die natürlichen Gesteine, die als „Bodenlieferanten“ sowohl im anstehenden als auch im abgebauten Zustand wichtige Funktionen erfüllen bzw. erfüllen können. Allerdings macht erst eine genaue Kenntnis der Inhaltsstoffe des Gesteins und deren lösliche Anteile eine umweltschonende Wiederverwendung dieses Gutes möglich. Diesem Zweck soll u.a. diese Arbeit dienen.

1. Problemstellung und Durchführung

1.1. Problemstellung

Im Zuge von Bauprojekten und Tagebauen fallen im Großraum Stuttgart jährlich erhebliche Mengen an Gesteinsmaterial an, deren Entsorgung einen hohen Kostenfaktor darstellt und erhebliche organisatorische Probleme mit sich bringt. Im Vorfeld einer entsprechenden Projektplanung bedarf es daher neben der vordergründig rein kommerziell orientierten Entsorgungslogistik einer Klärung der Umweltverträglichkeit der anfallenden Materialien, um diese möglichst einer umweltschonenden Wiederverwertung zugänglich zu machen.

In den einzelnen Ländern der Bundesrepublik Deutschland zeichnet sich die Auffassung ab, daß der Boden- und Gesteinsaushub nicht als Abfall sondern als wiederzuverwertender Rohstoff anzusehen ist. Die Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) hat dieses Problem aufgegriffen und Richtlinien für die Wiederverwendung dieser Materialien erarbeitet [LAGA 1994].

Das Hauptproblem bei der Wiederverwertung von Gesteinen liegt in deren potentiell toxischen Inhaltsstoffen. Von Interesse ist dabei nicht nur der Gesamtgehalt an Schadstoffen im Gestein, sondern auch und zuallererst das Lösungsverhalten dieser Elemente. Natürliche Gesteinsschichten können über ein weites Spektrum umweltgefährdender, respektive toxischer Inhaltsstoffe verfügen, wie z.B. Schwermetalle und Sulfat. So zeigte sich bei den vorliegenden Untersuchungen an Gesteinen mit hohen Schadstoffkonzentrationen, daß z.B. Tone und Schwarzschiefer des Unteren Jura Süddeutschlands infolge der milieuspezifischen natürlichen Sulfidbildung erhöhte Gehalte löslicher Schwermetalle aufweisen. Die Schichten des Unteren Keuper enthalten dagegen z.T. hohe Gipsanteile, aus denen Sulfat durch Einwirkung von Oberflächenwasser bis zur Sättigungskonzentration gelöst werden kann. Werden diese Gesteine als Abbaumaterial in ortsfremde Umgebungen eingelagert, können die problematischen, umweltbelastenden Inhaltsstoffe freigesetzt und in das Grundwasser oder den umgebenden Boden verlagert werden. Dies kann sowohl kurz- als auch langfristig zu einer drastischen Verringerung der Grundwasserqualität in dem betroffenen Gebiet führen.

Um zu prüfen, ob und welches Gestein aufgrund seiner Inhaltsstoffe und deren Löslichkeitsverhalten für eine Wiederverwertung ausgeschlossen bzw. eingeschränkt verwendet werden sollte, war es das Ziel dieser Arbeit, ausgewählte Gesteinsschichten auf ihre Schadstoffe zu untersuchen und deren löslichen Anteil zu bestimmen. Für die vorliegende Arbeit wurden Gesteine aus den geologischen Formationen des Großraumes Stuttgart ausgewählt. Dieser Ansatzpunkt war insofern von besonderem Interesse, als das Bundesland Baden-Württemberg die bei den umfangreichen Bau- und Abbautätigkeiten dieses Gebietes anfallenden Gesteine zur Wiederverwertung vorgesehen hat [Umweltministerium Baden-Württemberg 1993]. Darüber hinaus zeichnet sich gerade dieses Gebiet durch eine hohe Variabilität an geologischen Schichten aus. Hinzu kam weiterhin, daß das Umweltamt Stuttgart eine Reihe frisch erbohrter Gesteinsproben zur Verfügung stellen konnte.

Die Bewertung der Analysenergebnisse der untersuchten Gesteine dient dabei der Empfehlung von Konsequenzen und Machbarkeiten für die Wiederverwertung des Materials. Dies ist um so mehr von Bedeutung, da die Länderarbeitsgemeinschaft Abfall

(LAGA) der Bundesrepublik Deutschland bereits Richtwerte für eine Reihe von Schadstoffen in Böden und Gesteinen vorgelegt hat, die eine Einteilung der Materialien in verschiedene Verwertungsklassen vorsieht und im Falle der Wiederverwendung als Baustoff für Erdbauwerke oder bei der Verfüllung von Rohstoffabbauen bundesweit Gültigkeit besitzt [LAGA 1994].

Wie die vorliegende Untersuchung zeigt, sind diese Richtwerte allerdings dem vorgestellten Problem nicht immer angemessen, da sie sich offensichtlich an den bereits gut erforschten, anthropogen beeinflußten Böden orientieren und nicht an den natürlichen Gegebenheiten und Zusammensetzungen des ungestörten Gesteinsverbandes. Sie sind für die vorliegende Problemstellung somit teilweise wenig praxisgerecht. Um potentielle negative Einflüsse eines wiederzuverwertenden Gesteinsmaterials von vornherein zu erkennen und deren Folgen zu vermeiden, ist es notwendig, die betroffenen Gesteinsschichten im möglichst ursprünglichen, naturbelassenen Zustand auf ihren Schadstoffanteil und ihre Schadstoff-Freisetzung anzusprechen, um somit eine Empfehlung hinsichtlich ihrer Wiederverwendung treffen zu können. Die Untersuchungen mußten daher an frischem, aus dem ursprünglichen Verband entnommenen Material durchgeführt werden.

Schwerpunkt dieser Arbeit sollte die Untersuchung toxischer Spurenelemente, v.a. Schwermetalle, sowie leicht löslicher grundwassergefährdender Hauptelemente darstellen. Darüber hinaus mußten zur Charakterisierung auch die Hauptkationen und -anionen erfaßt werden (Sulfat, Eisen, Aluminium).

In den Empfehlungen der Länderarbeitsgemeinschaft Wasser (LAWA) wird zur Abschätzung der Grundwassergefährdung primär der unter realen Bedingungen eluierbare bzw. der mobile und mobilisierbare Stoffanteil als maßgebend angesehen [LAWA 1994]. In einem Resumée der Dechema-Arbeitsgruppe „Bewertung von Gefährdungspotentialen im Bodenschutz“ wird zum Schutz von Grund- und Oberflächenwasser ebenfalls die Prüfung der Eluierbarkeit von Schadstoffen aus Bodenmaterial angemahnt [DECHEMA 1989].

Die zu diesem Zweck für lösliche Anionen und Schwermetalle anzuwendenden Verfahren wären z.B. das Deutsche Einheitsverfahren S4 [DEV 1984, DIN 38414 Teil 4], die Extraktion mit Ammoniumnitratlösung [PRÜESS et al. (1991); DINV 19730 (1993)], das Schweizer Verfahren [TVA 1990] oder das pH-Stat-Verfahren [OBERMANN & CREMER 1992] (zu den Verfahren siehe auch TRENCK 1997).

In der vorliegenden Arbeit sollten die Löslichkeiten von Schadstoffen aus dem Gesteinsmaterial mittels Eluierungen mit deionisiertem Wasser nach DIN 38414 S4 überprüft werden [SOMMERFELD & SCHWEDT 1996], die gleichsam eine Simulation der Einwirkung von Oberflächenwasser auf das Gestein darstellen. Zu diesem Zweck sind auch geochemische Modellierungen von Bedeutung, deren Anwendung Prognosen und Aussagen über das Löslichkeitsverhalten von Inhaltsstoffen zulassen.

1.2 Durchführung

1.2.1. Voruntersuchungen

Im Rahmen des Ausbaus der Bundesbahntrasse Stuttgart - Ulm - München wurden im Bereich des nördlichen Albrandes die Bohrungen Gruibingen 401, 403 und 404 niedergebracht. Das Material dieser Bohrungen schien geeignet, die Durchführbarkeit der Untersuchungen zu Beginn der Arbeit zu prüfen.

Die Bohrungen der Deutschen Bundesbahn schließen den Braunen Jura weitgehend auf. Die Flächen über dem Braunen Jura bilden zwar einen wesentlichen Anteil von Baden-Württemberg, wobei jedoch für den Braunen Jura selbst kaum zugängliche Aufschlüsse anstehen. Somit stellte der Zugriff auf das Material der Bundesbahnbohrungen einen hervorragenden Ansatz dar, den geogenen Spurenelementanteil des Braunen Jura zu erfassen. Zusätzlich durchteuften die Bohrungen 403 und 404 noch Unteren Weißjura, der als Oxford-Mergel ausgebildet ist und ebenfalls beprobt wurde.

Die Probennahme erfolgte in der Hauptsache in den dunklen Sedimentschichten, da diese auf ein reduzierendes Stillwassermilieu mit hohen Tonanteilen schließen lassen. Sedimente dieser Art weisen oft hohe Schwermetallanteile auf. Bei der vorzugsweisen Beprobung dunkler, toniger Sedimente wurden scheinbar zu hohe Durchschnittsgehalte gemessen. Jedoch ist davon auszugehen, daß bei der Verwitterung die kalkigen Partien gelöst werden und sich die Residualtone mit ihrem charakteristischen Schwermetallanteil anreichern. Somit werden die Durchschnittsgehalte von Schwermetallen ebenfalls zu höheren Werten verschoben, so daß die Art der Beprobung diesem natürlichen Anreicherungsprozeß Rechnung trägt.

Das frische Material wurde vor Ort aus den Bohrkernen entnommen, im Labor nach DIN 38414 Teil 7 aufbereitet und mittels ICP-OES auf seine Gesamtgehalte an Haupt- und Spurenelementen untersucht (Al, Ca, Fe, K, Mg, Mn, Na, SO_4, As, B, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Hg, Ni, Pb, Se, V, Zn). Die Ergebnisse dieser Analysen werden im Zusammenhang mit den übrigen Meßwerten dargestellt.

1.2.2. Planung und Recherchen

Den zweiten Abschnitt der vorliegenden Untersuchung bildete die Entwicklung eines Konzeptes zur Beprobung von geologischen Formationen in ausgewählten Gebieten Baden-Württembergs, insbesondere für den Raum „Mittlerer Neckar“ (Tübingen, Geislingen, Heilbronn), unter besonderer Berücksichtigung des Großraumes Stuttgart. Außerdem wurde eine Literaturstudie zum Thema durchgeführt.

Dabei zeigte sich, daß die bisher veröffentlichten Arbeiten zu Schwermetallgehalten in den Ausgangsgesteinen Baden-Württembergs recht undifferenziert bezüglich der geologischen Formationen und Besonderheiten bleiben. Dies beruht auf der Tatsache, daß hauptsächlich Bodenproben im Hinblick auf das Ausgangsgestein untersucht wurden, selten jedoch das Gestein an sich (vgl. Kapitel 9). Schwermetallgehalte in Gesteinen lassen sich jedoch nicht ohne weiteres aus aktuellen SM-Gehalten in Böden ableiten. Zwar ist ein Großteil der in silikatischer Bindung vorliegenden Gehalte stabil und somit vom Gestein auf die Böden übertragen als ererbt rekonstruierbar. Ein nicht unerheblicher Teil der SM wird jedoch durch bodenbildende Prozesse im Lauf der Zeit ab- oder angereichert. Tendenziell weisen oxidreiche Böden und karbonathaltige Horizonte Anreicherungen, saure sowie karbonatfreie Böden dagegen Abreicherungen von SM auf [STAHR 1990].

Somit lag zu den durchzuführenden Untersuchungen nur eine geringe Datenbasis vor. Aus diesem Grund mußte zur Konzeption der Durchführung der vorgesehenen Untersuchung zunächst die geologische Situation Baden-Württembergs unter dem Aspekt der SM-Gehalte in den Ausgangsgesteinen ausgewertet werden. Danach konnte die Bewertung und Auswahl der zur Beprobung vorgesehenen Schichtglieder und der zugehörigen Lokationen in den ausgewählten Gebieten vorgenommen werden.

1.2.3. Probennahme, Analytik

Basierend auf den Resultaten der Voruntersuchungen und darauf aufbauenden genaueren Planungen wurden Probennahmekampagnen in ausgewählten Gebieten Baden-Württembergs vorgenommen. Während dieser Kampagnen mußten Gesteinsproben von möglichst allen relevanten geologischen Formationen entnommen werden. Um dabei einen zeitlich akzeptablen Rahmen einhalten zu können, beschränkte sich die Probennahme auf den Großraum Stuttgart. Zusätzlich wurde Bohrkernmaterial aus dem Untersuchungsgebiet vom Umweltamt Stuttgart zur Verfügung gestellt.

Um einen Gesamteindruck der Elementverteilung in den einzelnen Gesteinshorizonten zu gewinnen und Aussagen über die Langzeitbeeinflussung des Umfeldes bei einer möglichen Einlagerung treffen zu können, wurden die Proben zunächst einem Königswasseraufschluß nach DIN 38414 Teil 7 unterzogen und anschließend mit ICP-OES auf folgende Haupt-, Neben- und Spurenelemente untersucht:

1.: Haupt- und Nebenelemente: Aluminium, Calcium, Eisen, Kalium, Magnesium, Mangan, Natrium, Schwefel (als Sulfat (SO_4) berechnet).

2.: Spurenelemente: Arsen, Barium, Blei, Bor, Cadmium, Chrom, Cobalt, Kupfer, Nickel, Quecksilber, Selen, Vanadium, Zink.

Zur Einschätzung der Grundwasserrelevanz und der kurzfristig durch Wasser freisetzbaren Anteile der verschiedenen geologischen Formationen folgte dann eine Wassereluierung nach DIN 38414 Teil 4. An den gewonnenen Eluaten wurden wiederum die oben aufgeführten Hauptelemente und ausgewählte Spurenelemente mittels ICP-OES gemessen.

Zur Messung von Pb und Cd in den Eluaten ist das Meßverfahren der ICP-OES nicht hinreichend genau, zumal die leichte Sulfatlöslichkeit z.T. sehr hohe Matrixbelastungen verursacht. Daher wurden Pb und Cd mittels Säulenchromatographie isoliert und anschließend mit Graphitrohr-AAS untersucht. Die Gesamtgehalte von Arsen, Quecksilber und Selen wurden an der ICP mit Hydridzusatz gemessen. Durch die verschiedenen Optimierungsverfahren konnten insgesamt äußerst niedrige instrumentelle Nachweisgrenzen erreicht werden, so daß selbst sehr geringe Elementkonzentrationen in den Wassereluaten meßbar waren.

Zusätzlich wurde jedes Wassereluat auf seinen pH-Wert und die Leitfähigkeit gemessen. Hinzu kamen Sondenmessungen von Ammonium- und Chloridgehalten. Schließlich wurde jede Probe auf ihren Gesamtkohlenstoffgehalt und ausgewählte Proben auf organischen Kohlenstoff untersucht.

Zur Identifizierung des Mineralbestandes erfolgten mittels RDA (Röntgendiffraktometeranalyse) Röntgenaufnahmen an ausgewählten Gesteinsproben.

Sämtliche Analysen wurden am Geochemischen Labor des Institutes für Geowissenschaften der TU Braunschweig durchgeführt.

1.2.4. Datenbewertung, Auswertung, Folgerungen

Im vierten Arbeitsabschnitt wurden Nachmessungen problematischer Analysenergebnisse vorgenommen und einige Aufbereitungsverfahren optimiert. Da die Meßergebnisse aus der Wasserelution für die Elemente Aluminium, Eisen und Mangan auffällig hoch ausfielen, wurde dieser Analysenschritt genauer überprüft, wobei sich zeigt, daß die Gehalte im Eluat eine Funktion der Filterporenweite sind. Die bei Filtration mit 0,1µm gewonnenen „echten Lösungen“ weisen wesentlich geringere Gehalte an Al, Mn und Fe auf, als die bei Standardfiltration mit 0,45µm erzielten Lösungen (vgl. Abschnitt 4.3.1.).

Um die mineralischen Bindungsformen der Schwermetalle identifizieren zu können, wurden Kor-

relationsanalysen für sämtliche Elementmeßwerte vorgenommen. Die Kenntnis der Bindungsformen läßt Rückschlüsse bezüglich der Eluierbarkeit der Elemente und somit auf die potentielle Gefährdung durch die entsprechenden Gesteine bei einer möglichen Wiederverwertung zu. Eine Bestimmung der Bindungsformen mittels aufwendiger sequentieller Elutionen [z.B. nach TESSIER et al. (1979), FÖRSTNER & CALMANO (1982), JACOB et al. (1990)] kamen aufgrund der großen Probenanzahl nicht in Betracht.

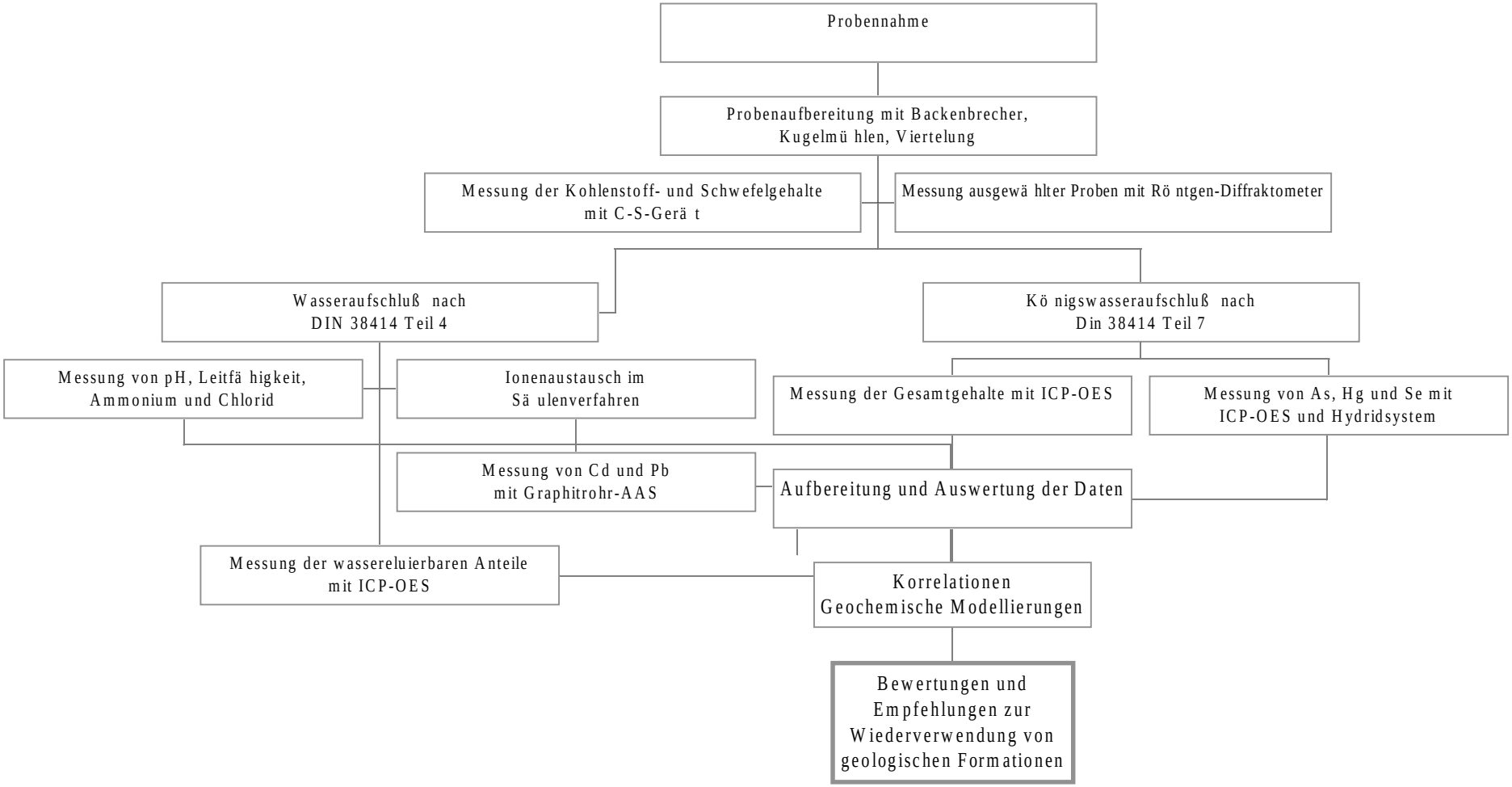
Neben der Verifizierung der analytischen und experimentellen Arbeiten gehört die geochemische Modellierung zur Methodik der Prognose beim Umgang und der Wiederverwertung von Gesteinen. Mit Hilfe dieses Ansatzes werden die Auswirkungen einer Vielzahl von Parametern (z.B. pH, Eh, Leitfähigkeit, Salzlasten etc.) auf das Gestein simuliert. Im Rahmen der Untersuchungen wurde daher die Modellierung als entsprechendes Werkzeug angewendet und findet auch in der abschließenden Bewertung Berücksichtigung. Die zur Equilibrierungsberechnung ausgewählten Minerale orientierten sich an den aus den Korrelationen ermittelten Bindungsformen wichtiger toxischer Elemente.

Schließlich wurden sämtliche Untersuchungsergebnisse zusammengefaßt und die daraus folgenden Konsequenzen und Empfehlungen für die Wiederverwertung von abgebauten oder abzubauenden Gesteinen im Großraum Stuttgart abgeleitet.

1.2.5. Ablaufplan

Eine schematische Übersicht über die einzelnen Arbeitsabläufe zeigt *Abb. 1.2.5.1* (siehe nächste Seite).

Abb. 1.2.5.1: Ablaufplan für die geochemische Untersuchung von relevanten geologischen Schichten in ausgewählten Gebieten Baden-Württembergs



2. Geologische Situation

Der überwiegende Anteil des geologischen Untergrundes von Baden-Württemberg besteht aus Sedimentgesteinen, insbesondere in den für diese Untersuchung relevanten Gebieten. Unter bestimmten Bedingungen sind Sedimente in der Lage, Schwermetalle natürlich anzureichern, wobei die Gehalte deutlich oberhalb der vom Gesetzgeber vorgesehenen Richtwerte bezüglich einer weiteren Verwendung liegen können. Da sich Schwermetalle nur unter bestimmten Bedingungen im Sediment anreichern, war es weder zweckmäßig noch zeitlich durchführbar, die gesamte stratigraphische Abfolge in gleicher Intensität zu untersuchen. Vielmehr mußte hinsichtlich einer zu prognostizierenden geogenen Schwermetallakkumulation eine Vorauswahl unter den einzelnen Gesteinstypen und ihren zugehörigen Formationen getroffen werden.

Die Hauptkriterien für die Anreicherung von Schwermetallen in Sedimenten sind

- der Tonanteil des Sedimentes (Ton in mineralogischer Definition),
- Gehalte an Fe-Mn-Al-Oxyden/Hydroxyden,
- pH-Wert, Eh-Wert, Kalkanteil,
- Huminstoffe bzw. organischer Anteil im Sediment,
- die Eh-pH-Bedingungen zum Zeitpunkt der Ablagerung sowie
- Diagenese und spätdiagenetische Vererzungen.

Der Auflistung entsprechend sind allgemein in Tonsteinen bzw. Gesteinen mit hohen Tongehalten (auch dunkle Mergel etc.) und/oder organischen Anteilen (Schwarzschiefer) die besten Voraussetzungen für eine Anreicherung von Schwermetallen gegeben. Daher lag das Hauptaugenmerk bei der Beprobung auf diesen Gesteinen. Hinzu kommen Sonderfaziesbereiche mit Vererzungen und eisenoolithische Schichtglieder.

Die in den Tabellen *2.1.1.* und *2.1.2.* aufgelisteten Gesteine der einzelnen Schichtstufen wurden nach den oben erwähnten Kriterien gewertet. Somit enthalten diese Tabellen eine möglichst vollständige stratigraphische Abfolge aller Sedimente, welche unter dem Aspekt der Schwermetallbelastung von erhöhter Relevanz sein können.

2.1. Stratigraphie

Die folgenden Tabellen (*2.1.1.*, *2.1.2.*) listen die zur Beprobung relevanten Schichtglieder der stratigraphischen Stufenabfolge von der Trias bis zum Jura im Untersuchungsraum auf. Dabei führt die Reihenfolge vom stratigraphisch Älteren zum stratigraphisch Jüngeren. Die Stratigraphie und Gesteinsbeschreibung erfolgte gemäß GEYER & GWINNER (1991). In der nachfolgenden Auflistung sind unter der Rubrik *„Gestein“* insbesondere diejenigen Schichtglieder einer Stufe näher beschrieben, die für eine Anreicherung mit potentiell toxischen Inhaltsstoffen sprechen. Der Weiße Jura war nur zum Teil für die Probennahme relevant (Weißer Jura α und γ). Wegen seiner weiten regionalen Verbreitung (Schwäbische Alb) ist er jedoch der Vollständigkeit halber mit in die stratigraphischen Tabellen aufgenommen worden.

In der Tabelle finden sich unter der Rubrik *„Besonderheiten“* Hinweise, die auf eine Anreicherung von Schwermetallen deuten könnten.

Die Rubrik „*Ort*“ gibt überwiegend allgemeine, meist großräumige Anhaltspunkte über das Vorkommen der Gesteinsschichten. Für die Entwicklung der Probennahmestrategie wurden zur Festlegung der vorgesehenen Probennahmepunkte die entsprechenden geologischen Karten und Erläuterungen benutzt. Allerdings wurde vor Ort oftmals eine von den Beschreibungen z.T. erheblich differierende Situation angetroffen. Um die Nachvollziehbarkeit der Probennahme zu gewährleisten, werden daher in Abschnitt 3.2. genauere Angaben zu den tatsächlichen Probennahmelokalitäten gegeben.

Legende:

so	=	Oberer Buntsandstein
mu	=	Unterer Muschelkalk
mm	=	Mittlerer Muschelkalk
mo	=	Oberer Muschelkalk
ku	=	Unterer Keuper
km	=	Mittlerer Keuper
ko	=	Oberer Keuper
sj	=	Schwarzer Jura(Unterer Jura, Lias)
bj	=	Brauner Jura (Mittlerer Jura, Dogger)
wj	=	Weißer Jura (Oberer Jura, Malm)

Tab. 2.1.1.: Stratigraphie der Trias im Untersuchungsgebiet

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
s8 (so) = Röt-Tone	dunkelrote Tone	oberste Folge des Buntsandstein	in flächenhafter Ausbreitung; w´ Althengstett
mu1 = Wellendolomit – Untere Mergel – buchi - Mergel	 dünnbankige graue - bräunliche Mergel fossilreiche Mergel	 unt. bis mittl. mu ; im Süden im Hgd. eine Bleiglanzbank Mächtigkeit 1 -5 m	 unteres Neckargebiet in flächenhafter Ausbreitung
mu2 = Wellendolomit – Mittlere Mergel	Wechselfolge von Mergel und Tonen	Basis: Leithorizont des Schwarzen Schiefertons mit hohem Sulfidgehalt	Zwischen unterem Neckar und Hochrhein
mu3 = Orbicularis - Schichten	feingeschichtete flaserige Wechsellagerung von Karbonaten und Tonen	teilweise mit Gipseinlagerung, Bitumengehalt	unterer Neckar
mm			Mundelsheim-Felsengarten
– untere Abteilung – obere Abteilung	dolomitische Mergel gelbl. Tone, dolomit. Mergel	gelegentlich rötlich gefärbt	selten obertäg. aufgeschlossen selten obertäg. aufgeschlossen
mo1 = Trochitenkalk	Blaukalk (2 Bänke)	blaugrau, z.T. hoher Tongehalt	nördl. Bad.-W., oberer Neckar
mo2 = oberer Hauptmuschelkalk	Tonhorizonte α - ζ	im ob. Teil des Profils treten an ihre Stelle gelblich dolomitische Mergel	Rielingshausen
ku = Lettenkeuper	dicht an der Basis : Vitriolschiefer Blaubank Wechselfolge von grau / grünlichen, gelbl. bis bräunl. verwitterten Tonen u. Tonmergeln (Estherienschichten) und Karbonaten (Dolomitbänke)	Pyrit / Sulfat blaugrauer Kalk die Tone weisen teilweise kohlige Horizonte auf	Crailsheim und Schäbisch-Hall; Rielingshausen mittleres und nördliches Neckarland; Rielingshausen
km1 = Gipskeuper (Grabfeld-Folge) – Myophorien-Schichten – Grundgips – Steinmergel β – Bochinger Horizont – Dunkelrote Mergel – Bleiglanzbank – mittlerer Gipshorizont – Estherienschichten	 kalkiger Mergel graugrüne Tonsteine; 6 - 8 m mächtig dunkelrote Silttonsteine; 20 - 25 m mächtig Karbonatbank; wenige cm - 1m mächtig siltig - tonige Schichtenfolge; 25 -30 m; Tonschichten zumeist rot gefärbt insgesamt tonige Gesteinsabfolge mit regelhaftem Wechsel der Gesteinsfarben im Profil	 gelegentliche Gipseinschaltungen; i.d. Mitte: Die Bochinger Bank, ein dolomit. Mergel Im östl. Teil des Landes auch in grüner Farbe, sonst eintönige Folge; z.T. Gipslinsen Zinkblende und kleine Bleiglanzkristalle; Leithorizont; gelegentlich Quarzsand im Lgd. und Hgd. der Schicht mit Gipsausscheidungen und rostigen Auslaugungsrelikten von Dolomitasche und Silt gelegentl. im unt. Teil d. Profils mit Gipslagen; i. d. Heilbronner Gegend ist eine Malachitbank mit Baryt verbreitet	 Leonberg–Eltingen Gaildorf, Schwäb.Hall - Hessental, Crailsheim sowie oberer Neckar (Oberndorf) in ganz Südwestdeutschland entlang der Keuperschichtstufe; sw´ Eltingen in ganz Südwestdeutschland entlang der Keuperschichtstufe in der Umrandung der Talbuchten im Keuperbergland: Engelhofer Platte (Typuslokalität) zw. Bühler u. Jagst; Hohenloher Ebene; Umlaufberge im Kochertal bei Schwäbisch Hall; sw´ Eltingen Region der Engelhofer Platte im Keuperbergland; sw´ Eltingen in der Gegend um Heilbronn; zwischen Stromberg und Heuchelberg; sw´ Eltingen
km2 =1. Stuttgart - Folge – Schilfsandstein	zw. Sandsträngen wurden in ruhigem Wasser dunkelrotbraune, dünnschichtige, sandig-siltige Tonsteine abgesetzt; 5 - 20 m	Normalfazies mit Tonen	im Keuperbergland

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
km2 =1. Stuttg. - F. (Forts.) – Dunkle Mergel	dunkelrotbraune Silttonsteine	Deckschicht d. Schilfsandsteins; z.T. mit Gipslagen	im Keuperbergland sowie bei Eberstadt und Stuttgart-SW
km2 = 2. Ansbach - Folge – Hauptsteinmergel	dolomitische Steinmergelbänke		Keupergebiet bei Crailsheim und im Bühlertal
km3 – km3u = Rote Wand	rote Siltonsteine, gelegentlich mit grünen Lagen und Flecken	Hoher Oxidationszustand der intensiv u. einheitl. rot gefärbten Eisenverbindungen; teilw. mit größeren Gipsvorkommen	Keuperbergland; Stuttgart-SW
– km3s = Waldenburg - Subfolge (untere Kieselsandsteinschichten) der Coburg Folge; Lehrbergschichten	lagige Abfolge braunroter - violettbrauner oder grünlichgrauer Silttonsteine		zwischen Stromberg und Albvorland; Nordostwürttemberg
– km3o = obere dunkle Mergel (obere Kieselsandsteinschichten)	zwischengeschaltet rote und bunte Tone sowie Steinmergelbänke (Letten)	Lettenschichten dienen als Leithorizonte, gelegentl. mit Kalkkonglomeraten	im Keuperbergland, Stromberg, Löwensteiner Berge
km4 = Stubensandsteinschichten 1 - 3 (Löwenstein - Subfolge) der Coburg Folge	zwischengeschaltet rote und bunte Tone sowie Steinmergelbänke (Letten)	Lettenschichten dienen als Leithorizonte, gelegentl. mit Kalkkonglomeraten	im Keuperbergland, Stromberg, Löwensteiner Berge
km5 = Knollenmergel	einförmige karbonatische violettrote Tone	stellenw. m. Karbonatknollen; ungeschichtet und ungeregelt, neigt daher zu Rutschungen, die dann auch den meist darüber anstehenden schw. Jura alpha betreffen	im Keuperbergland, Stromberg, Löwensteiner Berge und im Albvorland
ko	helle, gelegentl. tonig gebundene Sandsteine, können seitl. in sandige Tone übergehen; stellenweise folgt daüber noch ein „Grauer Oberkeuperton“; Mächtigkeit 5m	lokal kleine Flöze u. Schmitzen von schwefelkiesreicher Kohle (z.B. bei Mittelbronn)	lückenhaft, jedoch in ganz Südwestdeutschland verbreitet

Tab. 2.1.2. : Stratigraphie des Jura im Untersuchungsgebiet

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
sjα1 = Psiloceratenschichten (Psilonotentone)	harte, dunkelgraue Kalkbank = Psilonotenbank i.e.S.	dunkelgrau	
	Tone und Tonmergel mit variierendem Sandgehalt	Pyrit, Kohlenschmitzen, Nagelkalklagen	Zw. Fildern u. Schw. Gmünd einzelne Sandsteinkörper; bei Büsnau im Büsnauer Rain
sjα2 = Schlotheimienschichten (Angulatensandstein, Angulatentone)	sandige Kalkbank = Oolithenbank	eisenoolithisch	Mittelwürttemberg
	dunkle, sandige, z.T. schiefrige Tone u. Tonmergel mit eingeschalteten Kalksandsteinbänken, aus denen d. Angulatensandsteine hervorgehen	dunkel graue Farbe, Gelbfärbung bei Verwitterung	Württemberg
sjα3 = Arietitenschichten (Gryphaeenkalke oder Arietenkalke)	oolithische Kalkbank =Kupferkalkbank	stellenweise Eisenooidanreicherung	
	blaugraue Kalkbänke i. Wechsel mit schiefrigen Tonen und Mergeln, die im ob. sj alpha3	blaugrau	
	dunkle, bituminöse Schiefertone bilden (Ölschiefer)	dunkel und bituminös	zwischen Balingen und Stuttgart
	kalkiger Grobsandstein = Gryphaeensandstein am Top des sj alpha3	mit pyritischem Horizont, der zu rötl., sandigen Eisenmulm verwittert	östlich Ellwangen

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
sjβ = Oxynoticeratenschichten (Untere Schwarzjuratone) β1 + β2	durchgehend vorw. dunkelgraue Tone und Tonmergel im oberen sjβ : β-Kalkbank	Pyrit - und Toneisensteinkonkretionen z.T. mit Eisenooiden	bei Hyochdorf nur i. d. Mittl. und Westalb
sjγ = Polymorphitenschichten (Untere Schwarzjuramergel)	graue Mergelfolge mit zwischengeschalteten fleckigen Mergelkalkbänken	dunkelgraue, pyritreiche Gesteinspartien	nur in Mittel- und Südwürttemberg; bei Notzingen
sjδ = Amaltheenschichten (Obere Schwarzjuratone) sjδ1 sjδ2	 dunkelgraue bis blaugraue Tone und Tonmergel Mergel und Mergelkalkbänke	 dunkelgrau bis blau, Pyritkonkretionen Pyritkonkretionen und pyritisierte Fossilien	 zw. Ötlingen und Notzingen
sjε = Dactylioceratenschichten (Posidonienschiefer) ε1 = Seegrasschiefer und Tafelfleins ε2 = Tonmergel mit Stinkkalkbänken ε3 = Wilde Schiefer (=Lederboden)	fast durchgehend schwarzgraue, bituminöse Tonmergel = Ölschiefer Blaugraue Mergel Tonmergel kalkreichere Zwischenlagen (Fleins), Tonmergel, härtere Mergelkalkbänke Tonmergel	schwarz, bituminös, Pyrit feinstverteilt und in Konkretionen, oft gagathaltig, hoher C-org.-Gehalt C-org. > 6% C-org. > 6%, mit reichlich Fukoiden, feinstverteilter Pyrit C-org. > 9% bituminös, gagathaltig ε3 fehlt mancherorts	Schieferbrüche bei Holzmaden und Ohmden
sjζ = Grammoceratenschichten (Obere Schwarzjuramergel)	Wechselfolge von schiefrig-blättrigen grauen Mergeln und knolligen Mergelkalkbänken; oftmals noch bituminöse Tonmergel mit Stinkkalkbänken	grau bituminös	Zwischen Hochdorf und Notzingen
bjα = Leioceratenschichten (Untere Braunjuratone oder Opalinuston) α1 + α2	dunkle, z.T. schiefrige Tone und Tonmergel, die keine klare petrographische Gliederung zulassen; zum Hangenden Zunahme des Sand und Kalkgehaltes; im ob. bjα2: Einschaltungen von härteren Sandmergelbänken = Wasserfallschichten	dunkel, feinstverteilter Pyrit, Pyrit- und Mergelkalkkonkretionen, Nagelkalkbänkchen, Anhäufungen von Muschelschalen und fossilen Grabspuren	Albaufstieg Aichelberg
bjβ = Ludwigienschichten (Sandflasrige Braunjuratone) β1 + β2 + β3	<u>1. Ostalb - Fazies:</u> sandflaserige Tongesteine mit 3 eingeschalteten Sandsteinkomplexen, die im Hangenden jeweils Eisenoolithflöze zeigen, denen feingeschichteter Tonstein und Kalksandstein eingelagert sind: Unterer Donzdorfer Sandstein Unteres Flöz Personatensandstein Zwischenflöz Oberer Donzdorfer Sandstein Aalener u. Geislinger Ob. Flöz <u>2. Westalb - Fazies:</u> sandflaserige Tongesteine mit geringmächtigen Kalksandsteinen und Sandmergeln; im mittl. bjβ: comptum-Bänke	 eisenschüssig, feinkörnig Brauneisenoolith eisenschüssig Brauneisenoolith eisenschüssig Brauneisenoolith eisenschüssig Brauneisenoolith Chamositoolith	 Abbau in Aalen (bis 1888),Wasseralfingen (1948), Geislingen a.d. Steige (1963) nur in der weiteren Umgebung von Gosheim

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
bjγ = Sonninienschichten (Kalksandige Braunjuratone)	Folge v. gelbbr.-dunkelgrauen, sandigen Tonen und Mergeln		
bjγ1=Wedelschichten	Mergelkalk: 'sowerbyi'-Oolith	z.T. eisenoolithisch	
	knollig-harte Mergelkalklagen und weichere Sandmergel: 'discites' - Schichten	mit Phosphorit- und Toneisensteinkonkretionen	
	sandige Komplexe (Wedelsandsteine)	Sandgehalt steigt von NE nach SW	
bjγ2=Blaukalkschichten	Kalksandstein (Blaukalk)	blaugrau	nur in Ostwürttemberg bis in das Gebiet von Balingen
bjδ = Stephanoceraten-Parkinsonienschichten (Oolithische Laibsteinschichten)	dunkle Tone u. Tonmergel mit Einschaltungen v. eisenoolithischen Mergelkalken u. Mergeln	dunkelgrau, Laibstein- und Muschelkalkknollen, Toneisenstein- und Pyritkonkretionen	
bjδ1	'Abraumschichten'		
	'Oberer Blaukalk'		nur i. d. Mittl. Alb u. angrenzenden Teilen der Westalb
	'giganteus Tone'		
	Kalkmergelkomplex (Ostreenkalke), an der Basis mit humphriesi-Oolith		in der Westalb; humphr.-Ool. durchgehend, nur i.d. Mittl. Alb undeutlich ausgebildet
bjδ2	2 eisenoolithische Mergelkalkbänke: 'subfurcatus'-Oolith, 'parkinsoni'-Oolith		von der Wutach bis zum Ries
bjε = Parkinsonien-Oxyceritenschichten (Obere Braunjuratone)	dunkle Tone und Tonmergel mit nach oben hin eisenoolithführenden Laibsteinbänken	dunkel, eisenoolithisch, selten gut aufgeschlossen, meist vom Schutt des wj bedeckt	in Ostwürtt. nur geringmächtig u. als eisenoolith. Kalk-Mergelkomplex ausgebildet
ε1 + ε2	Einschaltungen kalkiger Bänke im bj epsilon2 mit 'varians'- und 'aspidoides'-Oolith	an der Basis und im Top mit einem Eisenoolithhorizont	nur SW' Spaichingen
bjζ = Macrocephaliten - Kosmoceratenschichten (Ornatenton, auch Obere Braunjuratone)	Tone und Tonmergel	reichlich Pyritkonkretionen	i. Wutachgebiet geringmächtig, kalkig-mergelig-eisenoolithisch
bjζ1	'macrocephalus'-Oolith	eisenoolithischer Horizont	
	Tone und Tonmergel		
bjζ2	'anceps'-Oolith	eisenool. Horizont	nur in der Westalb bis Raum Reutlingen
	Tone und Tonmergel	am Top glaukonitführend, kleine Phosphorit- und Mergelkalkkonkretionen)	
	phosphoritische Knollenlage: 'lamberti'-Knollen	Phosphoritknollen, bilden Grenze zum weißen Jura	
wjα = Cardioceratenschichten (Untere Weißjuramergel)	glaukonitführende Tonmergel (Glaukonit-Sandmergel)	glaukonitführend, aber nur selten aufgeschlossen	am Hörnle
	härtere Bänke durch Tonmergel getrennt (transversarium-Schichten)		
	Mergel mit Mergelkalkbänken und Kalkmergelbänken		
	im Grenzbereich α / β mehrere Mergellagen (Fukoiden-Bänke)		
	Verschwammung d. Schichten bereits im tiefen wj aplpha	'Lochen'-Fazies bis in den mittleren Weißjura	Hochwanger Steige
wjβ = Idoceratenschichten (Wohlgeschichtete Kalke)	Folge v. hell- bis gelbl.-grauen Kalkbänken, die durch dünne Mergelfugen getrennt sind		
	vereinzelt auftretende Verschwammung neben d. West- auch in d. Mittl.- und Ostalb		in der Mittleren- und Ostalb

Stufe	Gestein	Besonderheiten	Ort
wjγ = Ataxioceratenschichten (Mittlere Weißjuramergel) wjγ1 wjγ2 wjγ3	Wechselfolge von Mergel- und Kalkkomplexen wohlgeschichtete Kalke mit Mergelbänken, am Top Mergelkomplex Mergel mit eingeschalteten härteren Bänken an der Basis kalkiger, häufig verschwammter Schichtenstoß Mergel mit harten Kalkbänken am Top Wechsellagerung von Kalk- und Mergelbänken		i. d. Westalb kann durchgehend Schwammfazies vorherrschen Hochwanger Steige
wjδ = Aulacostephanen-schichten (Untere Felsenkalke) wjδ1 wjδ2 wjδ3 wjδ4	dünnbankige Kalke Kalkbänke mit kräftigeren Mergelzwischenlagen dickbankige Kalke, am Top mit 2 gräulichgrauen, verwittert grünl.-braungelben, etwas dolomitischen Kalk-mergelbänken (Glaukonit-bank) Quaderkalke	Kieselknollen in den Kalk-bänken ab wjδ3	bildet in weiten Teilen des schwäbischen Jura den Fels-kranz des Albtraufs
wjε = Sutnerien- Virgataxio-ceratenschichten (Obere Felsenkalke) ε1+ε2	meist weißgraue bis gelb-graue, oft kristalline Kalke mehr oder weniger deutlich gebankte, gelegentlich leicht kristalline Kalke (Weißjura-Kieselkalke) im obersten wjε auftretende Mergelführung	stellenweise starkes Auftreten von Kieselknollen zahlreiche Kieselknollen durch Verwitterung entstanden 'Feuersteinlehme'	nur in der Ostalb nur in manchen Gebieten
wjζ = Gravesienschichten wjζ1 = Liegende Bankkalke wjζ2 = Oberer Weißjura-mergel oder Zementmergel wjζ3 = Hangende Bankkalke	helle Kalkbänke mit zwischen-geschalteten Mergelfugen, oft auch Einschaltungen von Breccienbänken; z.T. treten Platten- u. Schieferkalke auf mergelig-kalkiger Schichten-stoß 'Zwischenkalke': 60m mächtiger Kalkkomplex, der in die Mergel eingeschaltet ist ziemlich regelmäßig gebankte Folge von Kalken mit Mergel-fugen	häufig plattige Verwitterung Kieselknollen sind relativ häufig dunkel- bis blau-grau im berg-frischen Zustand; verwittert zu kleinscherbigem Stückwerk gelblich bis bräunlichgrau	Gesteine nehmen einen großen Teil der Albhochfläche ein nur in der Ostalb

3. Probennahmen

Bei der Angabe der jeweils beprobten geologischen Horizonte und ihrer zugehörigen Entnahmestellen ist zu berücksichtigen, daß zu einigen Schichten keine Tagesaufschlüsse gefunden werden konnten. Auch in den mir zur Verfügung gestellten Bohrkernen wurden diese Formationen nicht angetroffen. Dabei handelt es sich insbesondere um die Bleiglanzbänke von mu1 und km1 sowie den Mittleren Muschelkalk. Ansonsten konnten die zur Entnahme vorgesehenen Gesteinsschichten relativ vollständig beprobt werden. Maßgebend war generell die Gewinnung möglichst frischen, unverwitterten Materials. Die Einhaltung dieses Kriteriums ist sowohl für die Repräsentativität des gewonnenen Materials als auch die Aussagekraft der Analysen von entscheidender Bedeutung, stellt jedoch gleichzeitig den limitierenden Faktor für die Anzahl der als geeignet erscheinenden Probenentnahmelokalitäten dar.

3.1. Methoden

Die Schichten wurden hauptsächlich an Aufschlüssen im Gelände oder in Baugruben beprobt. In den meisten Fällen konnten die Proben mit dem Geologenhammer entnommen werden. Dabei war darauf zu achten, daß das Material, das bereits der Oberflächenverwitterung ausgesetzt war, verworfen wurde. Um keine Zufallsprobe zu erhalten, mußte ein Horizont, soweit möglich, mindestens fünfmal beprobt werden. Dabei sollten möglichst gleichmäßige Abstände, bei gleichzeitiger großräumiger Streuung zwischen den Entnahmepunkten eingehalten werden. In einigen Fällen, besonders bei den Schichten des Schwarzen Jura, konnten die Gesteinsproben nur mit der Schlitzbohrstange entnommen werden, da keine Aufschlüsse anzutreffen waren.

Die entnommenen Probenmengen waren z.T. abhängig von den jeweiligen Aufschlußverhältnissen. In der Regel wurden 500-2000 Gramm/Probe entnommen; bei der Gewinnung mit der Schlitzbohrstange fielen die Mengen etwas geringer aus. Jede Probe wurde einzeln in Probennahmepapier und speziellen Plastikbeuteln verpackt.

3.2. Beprobte geologische Formationen

Im Verlauf von zwei größeren und einigen kleineren Probennahmekampagnen wurden im Großraum Stuttgart an zahlreichen genau lokalisierten Punkten ca. 400 Proben aus 53 stratigraphisch definierten Sedimentschichten gewonnen. Das Material stammt einerseits aus Bohrungen, wie z.B. den Bundesbahn-Bohrungen im Braunen Jura am Albaufstieg bei Gruibingen, andererseits (und zum größeren Teil) aus Tagesaufschlüssen aus dem Bereich zwischen Geislingen - Nürtingen - Reutlingen - Leonberg - Maulbronn - Marbach.

Weiterhin konnten aus Bohrkernen einige Proben von ausgelaugtem Gipskeuper gezogen werden, deren Elementgehalte denen der entsprechenden Schichten im nicht ausgelaugten Bereich gegenübergestellt werden sollen.

Die folgende Tabelle *3.2.1.* führt die beprobten geologischen Formationen sowie die jeweiligen Entnahmestellen auf. Die nachgestellte Kennung enthält eine Nummer, anhand derer sich die Lokation auf der nachfolgenden geologischen Karte über den Großraum Stuttgart wiederfinden läßt (*Abb. 3.2.2*). Diese Karte wiederum ist ein Ausschnitt aus der vorange-

stellten geologischen Übersichtskarte von Baden-Württemberg (*Abb. 3.2.1*; beide Karten nach GEYER & GWINNER 1991). Eine detaillierte Auflistung aller Proben und ihrer zugehörigen Rechts- und Hochwerte bzw. Ortsbezeichnungen finden sich im Anhang (siehe dort: Tabellen zu Kapitel 3 – *Tab. 3.2.2. - 3.2.5.*).

Tab. 3.2.1.: Beprobte Gesteinsschichten und zugehörige Probennahmelokalitäten

Geologische Formation	Lokation	Kennung
so, Röttone	w´ Althengstett, n´ d. Tafelberges	1
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	Steinbruch bei Rielingshausen	2
mo2, Tonhorizonte	Steinbruch bei Rielingshausen	2
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	Steinbruch bei Rielingshausen	2
ku Basis, Vitriolschiefer	Steinbruch bei Rielingshausen	2
ku, Estherienschichten	Steinbruch bei Rielingshausen	2
km1, Grundgipsschichten	Leonberg/Eltingen, Park	3
km1, Bochinger Horizont	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km1, Dunkelrote Mergel	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km1, Mittlerer Gipshorizont	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km1, Estherienschichten	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km2, Schilfsandstein	Kernbohrung B12, Hedelfingen	4
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km3u, Rote Wand	Hinterer Ehrenberg, se´ Eltingen	3
km3u, Untere Bunte Mergel	Kernbohrung B12, Hedelfingen	4
km3l, Lehrbergschichten	Kernbohrung B231, Stuttgart 21	6
km3o, Obere Bunte Mergel	Auf dem Stromberg bei Hohenhaslach	5
km4, Stubensandstein	Kernbohrung B3, Stuttgart - Waldau	6
km5, Knollenmergel	Kernbohrung B3	6
ko, Rhät; Tonstein	Kernbohrung B3	6
sj α 1, Psilonotenkalke	Kernbohrung B3	6
sj α 1, Psilonotentone	Alter Steinbruch im Büsnauer Rain	7
sj α 2, Angulatensandstein	Kernbohrung B3	6
sj α 2, Angulatentonstein	Kernbohrung B3	6
sj β, Untere Schwarzjuratone	Baugrube in Hochdorf, 100m südlich der Kirche	8
sj γ, Untere Schwarzjuramergel	Baugrube in Notzingen, Ortskern	9
sj δ, Obere Schwarzjuratone	Autobahnböschung zw. Ötlingen und Notzingen	10
sj ε 1, Seegrasschiefer	Schieferbruch bei Ohmden	11
sj ε 2, Tonmergel	Schieferbruch bei Ohmden	11
sj ε 2, Stinkkalke	Schieferbruch bei Ohmden	11
sj ε 3, Wilde Schiefer	Schieferbruch bei Ohmden	11
sj ζ, Obere Schwarzjuramergel	Hochdorf Richtung Notzingen	12
bj α, Opalinuston	Albaufstieg Aichelberg, Tunnelröhren - Südende rechts der Autobahn	13
bj β, Zopfplatten	Bohrkernproben der Bohrungen Gruibingen 401, 403, 404	14
bj β, Tolutariazone	s.o.	14
bj β, Unterer Donzdorfer Sandstein	s.o.	14
bj β, Personatensandstein	s.o.	14
bj β, Oberer Donzdorfer Sandstein	s.o.	14
bj γ, Wedelsandstein	s.o.	14
bj δ, Dorsetensienbank	s.o.	14
bj δ, Humphriesi-Oolith	s.o.	14
bj δ, Coronatenschichten	s.o.	14
bj δ, Blagdeni-Schichten	s.o.	14
bj δ, Subfurcatus-Oolith	s.o.	14
bj δ, Hamitenton	s.o.	14
bj δ, Parkinsoni-Oolith	s.o.	14
bj ε, Obere Braunjuratone	s.o.	14
bj ζ, Macrocephalus-Oolith	s.o.	14
bj ζ, Ornatenton	s.o.	14
wj α, Grenzglaukonit	s.o.	14
wj α, Untere Weißjuramergel	Steinbruch am Hörnle	15
wj γ, Obere Weißjuramergel	Hochwanger Steige	16
Sonderproben – ausgelaugter Gipskeuper:		
km1 (ausgel.), Grundgipsschichten	Kernbohrung B 224	6

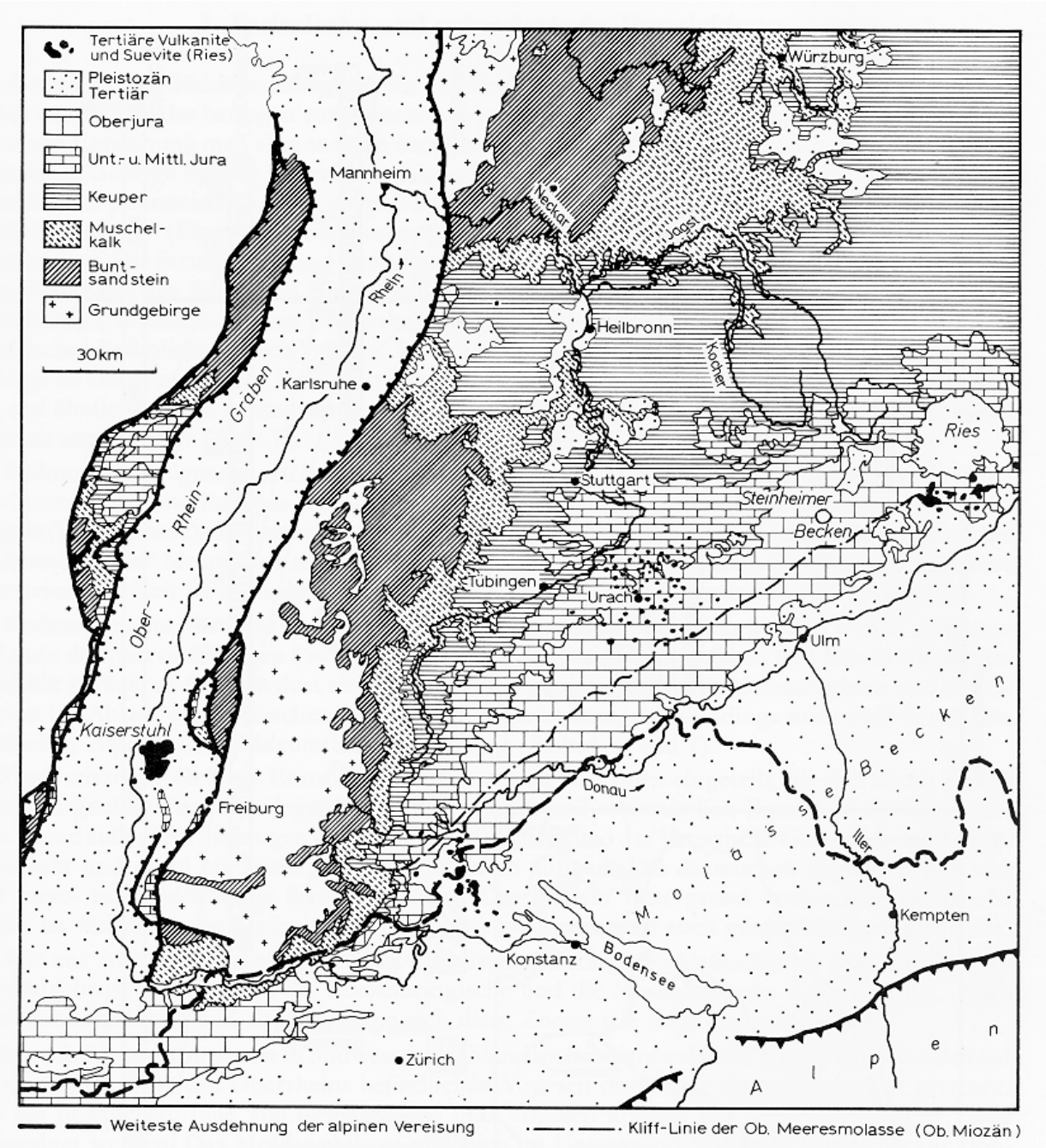


Abb. 3.2.1: Geologische Übersichtskarte von Südwestdeutschland (nach *GEYER & GWINNER (1991): Geologie von Baden-Württemberg).*

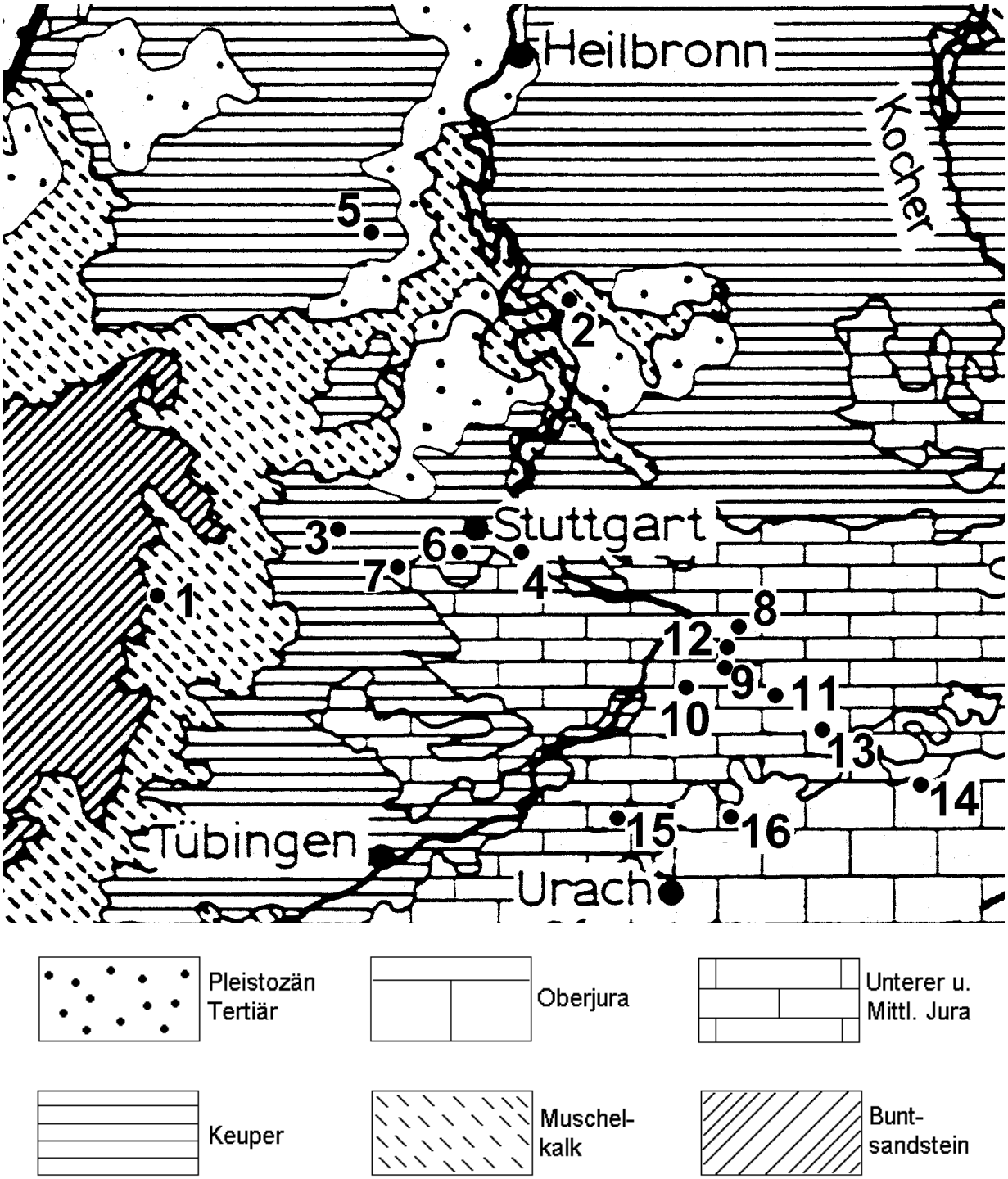


Abb. 3.2.1: Geologische Karte des Großraumes Stuttgart (nach *GEYER & GWINNER (1991): Geologie von Baden-Württemberg)* ***mit Probennahmepunkten gemäß Tab. 3.2.1.***

4. Probenaufbereitung und -aufschlüsse

4.1. Aufbereitung der Gesteinsproben

Nach einer ersten Trocknung an der Luft wurden die Proben, soweit notwendig, mit dem Backenbrecher vorzerkleinert. Danach wurde jede Probe bei 40°C einer 24stündigen Trocknung im Trockenschrank unterzogen. Das so behandelte Gesteinsmaterial konnte darauf mit dem Backenbrecher, bei kleinster Spaltbreite, weiter zerkleinert werden. Es schloß sich eine mehrmalige Viertelung des Probengutes an, bis dieses eine Endmenge von max. 25g je Probe erreichte. Schließlich wurde jede dieser Proben mit einer Achatkugelmühle analysenfein gemahlen und in geeigneten Behältern luftdicht verschlossen. Die Materialien konnten daraufhin den verschiedenen Aufbereitungsmethoden unterzogen werden.

4.2. Königswasseraufschluß nach DIN 38414 S7

0,3g einer analysenfein gemahlenen Probe wurden mit 30ml Königswasser (3 Teile HCl, 1 Teil HNO_3) versetzt, nach einer mehrstündigen Vorreaktionszeit bei 80°C auf einer Heizplatte fast bis zur Trockne eingedampft und anschließend mit 30ml 1N HCl aufgenommen. Die Lösungen wurden bis zur Analytik unter Abdeckung mit Parafilm kühl gelagert aufbewahrt.

4.3. Elution nach DIN 38414 S4

Um die z.T. sehr geringen in Wasser löslichen Anteile der Gesteine an Metallen zuverlässig zu quantifizieren, ist bei der Durchführung der Elution besondere Sorgfalt erforderlich. Blindwerte durch an Gefäße anhaftendes Fremdmaterial sowie Verunreinigungen von verwendeten Chemikalien können weitaus höhere Konzentrationen im Eluat verursachen, als dies den löslichen Anteilen entspricht. Zu diesen Versuchen wurden daher ausschließlich durch Ausdampfen gereinigte Gefäße, in der Quarzglasdestillation hergestelltes bidestilliertes Wasser sowie in der nachfolgenden Probenbehandlung mittels Destillation nachgereinigte Säuren verwendet. Zur weiteren Absicherung der Resultate wurden jeweils auch Blindeluate mitgemessen.

Die für die DIN-konforme Durchführung der Elution erforderliche Probenmenge von 100g Gesteinsmaterial stand nicht in allen Fällen zur Verfügung. Daher wurde die Prozedur an geringere Probenmengen angepaßt. In 50ml Weithalsflaschen wurden je 2g (bzw. 4g bei größerer Ausgangsmenge) analysenfein gemahlene Probe mit 20ml (bzw. 40ml) bidestilliertem Wasser versetzt und anschließend 24 Stunden langsam über Kopf rotiert (1 Umdrehung/Minute). Nach einer Standzeit von mehreren Tagen, in denen sich die Partikel in der Lösung wieder absetzten, wurden die überstehenden klaren Eluate zunächst mittels einer Filterpipette über 0,45µm Acetatfilter (Sartorius) abgezogen und analysiert.

Die Verwendung analysenfein gemahlenen Probengutes entspricht nicht den in der Natur vorliegenden Gegebenheiten. Mittels der Aufmahlung kann jedoch auch in der von der DIN vorgegebenen relativ kurzen Zeit von 24 Stunden eine Equilibrierung der Mineralkomponenten mit Wasser bis zur Sättigung erreicht bzw. angenähert werden. Durch die Aufmah-

lung werden somit die in der Natur gegebenen Langzeitprozesse simuliert.

Die aus dieser Methode resultierenden Meßergebnisse wurden mittels thermodynamischer Berechnungen kontrolliert. Hierbei handelt es sich um rechnergestützte Modellierungen, in welchen an Hand von Datensätzen natürlich auftretende bzw. für die untersuchten Gesteine typischen Minerale mit Wasser zu Gleichgewichtskonstanten und Bildungsenergien theoretisch equilibriert wurden [PHREEQE: PARKHURST et al. 1990]. Für Al, Mn und Fe zeigte sich, daß die erzielten Analysenresultate z.T. signifikant oberhalb der Sättigungsgrenze lagen. Die deutliche Diskrepanz beruht auf der Problematik „echter Lösungen“, wobei hierunter ionare Lösungen zu verstehen sind. Die auffälligen Elemente tendieren zur Bildung von Gelen mit Partikelgrößen >0,1µm und täuschen somit deutlich zu hohe „gelöste“ Konzentrationen im Eluat vor. Für diese Elemente ist daher die üblicherweise verwendete Filterung der Lösungen mit einer Porenweite von 0,45µm unbrauchbar, da sie sich offensichtlich für Gele von Al, Fe und Mn als durchlässig erweist.

Um diesen Effekt zu eliminieren und nur die in „echter Lösung“ vorhandenen Konzentrationen zu erfassen, wurden sämtliche Elutionslösungen über Filter mit 0,1µm Porenweite abgezogen. Wie die daraus resultierenden vorgelegten Meßwerte zeigen, liegen die Eluatgehalte für Al, Fe und Mn signifikant niedriger als bei einer Filtration mit 0,45µm. Somit sind nach Filtration mit 0,45µm gemessene mögliche Grenzwertüberschreitungen dieser Elemente nach der Trinkwasserverordnung als nur scheinbar anzusehen und ohne Belang.

Die Problematik der Filterung über Filter mit unterschiedlichen Porenweiten wird im folgenden anhand der exemplarischen Darstellung von Versuchsreihen näher ausgeführt.

4.3.1. Vergleich von Filtern unterschiedlicher Porenweiten

Zum Zweck des Vergleichs der Durchlässigkeit von Filtern mit verschiedenen Porenweiten wurden drei Proben unterschiedlicher Gesteinsschichten ausgewählt. Jede Probe wurde dem S4-Elutionsversuch unterzogen. Zur Filterung der Eluate wurden anschließend Filter mit den Porenweiten 0,1µm, 0,45µm und 0,8µm verwendet. Zu jedem Eluat liegt somit je ein Filtrat für jeden Porendurchmesser vor.

Die folgende Abbildung *4.3.1.1* zeigt das Verhalten von Aluminium. Dabei kann ein deutlicher Anstieg der Al-Gehalte bei größeren Porenweiten konstatiert werden. Auffällig ist der konstante niedrige Wert bei allen Proben für die Filtration mit 0,1µm, wobei die Meßwerte von ca. 0,19mg Al/l im Bereich des thermodynamisch berechneten Löslichkeitsproduktes für Al aus Kaolinit liegen (vgl. Abschnitt 10.1.1.). Der überwiegende Anteil des Aluminiums im Eluat liegt in gelgebundener Form vor, welches mit einem Faktor bis zu >50 gegenüber der ionaren Form vorherrscht. Für den Nachweis „gelösten“ Aluminiums empfiehlt sich daher die Verwendung von 0,1µm-Filtern (ebenso bei Fe und Mn).

Diese Aluminiumproblematik zeigt sich auch in der Literatur. So stellten SOMMERFELD & SCHWEDT (1996) in einem Vergleich verschiedener Elutionsmethoden extrem hohe Al-Mobilitäten fest, für die sie keine Erklärung fanden. Aus ihrer Versuchsbeschreibung geht jedoch hervor, daß sie die Eluate über Membranfilter mit 0,45µm Porendurchmesser abfiltrierten.

Gegenüber Al, Fe und Mn ist für Schwermetalle keine Abhängigkeit von der Filterporenweite festzustellen. Dieser wiederholt beobachtete Befund ist in der Literatur mehrfach beschrieben [z.B. OBERMANN & CREMER 1992].

In der Erfassung der Löslichkeit von Fe und Mn treten insofern weitere Schwierigkeiten auf, als beide Elemente in unterschiedlichen Wertigkeiten Mineralisationen bilden können, die jeweils auch Bestandteile der untersuchten Sedimente sind. Hierbei weisen Fe^{2+}- und Mn^{2+}-Mineralisationen deutlich größere Löslichkeiten für Fe und Mn auf als Mineralisationen mit Fe^{3+} und höherwertigem Mn. Während der Elution können die zunächst in reduzierter Form vorliegenden Elemente in Lösung gehen, sich jedoch im Verlauf der 24-stündigen Prozedur bzw. bei anschließender Standzeit aufoxidieren. Um die Gehalte der reduzierten Lösungsspezies im Eluat einigermaßen repräsentativ zu quantifizieren, ist die Filterung mit 0,1µm Porenweite unmittelbar an die Elutionsprozedur anzuschließen. Die oxidativ bedingte nachfolgende Ausfällung von Fe und Mn kann durch Stabilisierung der Lösungen mit HNO_3 vermieden werden.

Zur Verminderung weiterer durch die Gelbildung bedingter Unwägbarkeiten, welche die Analytik beeinflussen können (Alterung der Gele), sollten die Messungen jedoch grundsätzlich unmittelbar im Anschluß an die Elutionsprozedur erfolgen.

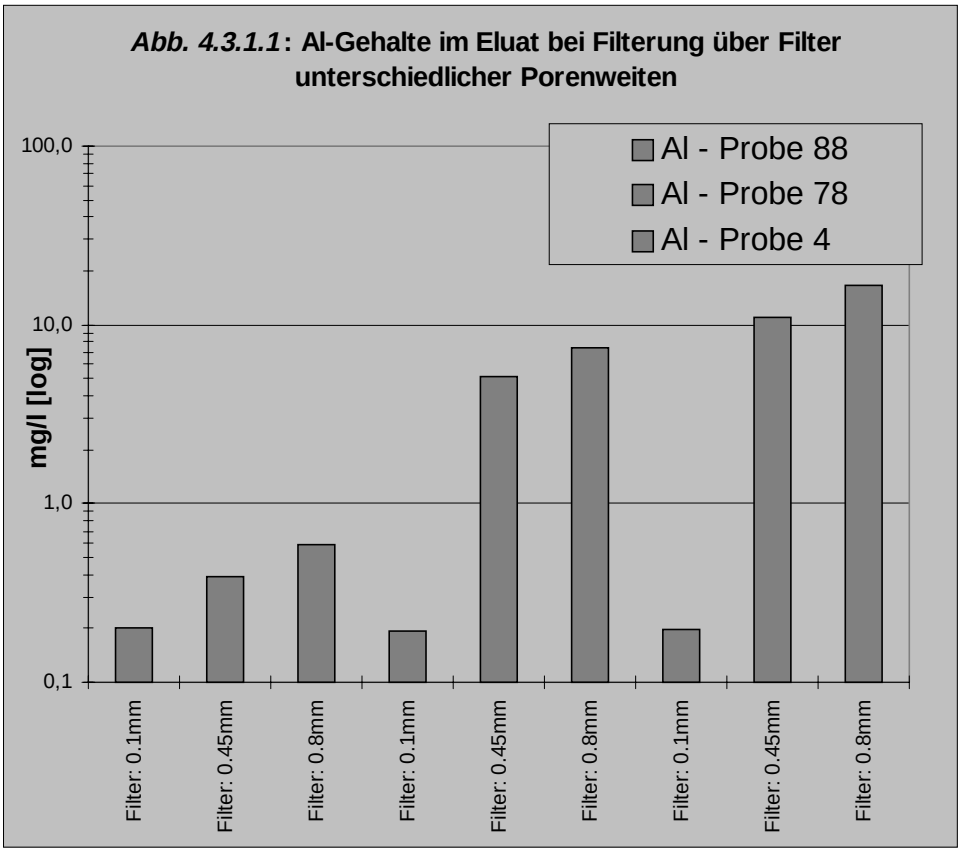


***Abb. 4.3.1.1*: Al-Gehalte im Eluat bei Filterung über Filter unterschiedlicher Porenweiten**

4.4. Ionentrennung im Säulenverfahren

Natürlich in Gesteinen vorkommende Mineralisationen von Schwermetallen sind in Wässern so gering löslich, daß deren Elementkonzentrationen im Eluat im Ultraspurenbereich vorliegen (µg/l; ng/l). Der Nachweis solcher Konzentrationen ist zwar unter Aufwendung hoher Sorgfalt für eine Vielzahl von Elementen inzwischen mit instrumentellen Routineverfahren möglich, wie z.B. der flammenlosen Atomabsorptions-Spektrometrie (Graphit-AAS). Der präzise Nachweis in diesen Konzentrationsbereichen setzt jedoch Lösungen voraus, die nahezu frei von Fremdelementen sind. Diese Voraussetzung ist in den Eluaten in keinem Falle gewährleistet. Vielmehr überwiegt die Zahl der Lösungen, die z.B. mehrere hundert mg/l an Ca führen (Gipslösungen u.a.). Somit sind Ultraspuren in einer hohen Fremdsalzlast nachzuweisen, deren Konzentration diejenige des gesuchten Elementes um ca. den Faktor 10^5 bis 10^6 überwiegt.

Unter diesen Bedingungen sind weder die für die Geräte spezifischen Nachweisgrenzen, noch eine vernünftige Analytik verifizierbar, weshalb die SM isoliert werden müssen. Hierbei ist maßgebend, daß im Verlauf der Elementtrennung einerseits keine Anteile der gesuchten Metalle verloren gehen, wohingegen die Reduzierung der Matrixbelastung lediglich bis unterhalb eines elementspezifischen Störpegels erfolgen muß (z.B. Ca auf <1mg/l). Ebenso problematisch ist andererseits die Einschleppung der gesuchten Elemente während des Trennprozesses. So müssen bei diesen Verfahren zwingend und ausschließlich in Quarzglasdestilliergeräten nachgereinigte Säuren verwendet werden.

Die an der ICP-OES durchgeführten, sehr genauen Messungen zeigten, daß vor allem die Gehalte an Pb und Cd im Eluat zumeist so gering waren, daß für deren Nachweis nur die Graphitofen-AAS in Frage kam. Die hierzu erforderliche Abtrennung von den Matrixelementen erfolgte mittels Säulenchromatographie, wobei ein von KORKISCH & DIMITRIADIS (1974) vorgeschlagenes Verfahren modifiziert wurde [siehe auch KORKISCH 1989].

Ein Aliquot an Eluat wird eingedampft und mit 10ml 1,2N HCl aufgenommen. Die Abtrennung erfolgt mit dem Austauscherharz Dowex 1X8, 100-200 mesh, bei einem Säulendurchmesser von 10mm und einer Säulenhöhe von 85mm. Die Säulen sind zunächst in folgender Weise vorkonditioniert:

- 2 x 100ml aqua dest.
- 2 x 25ml HCl 1,2N

Die Probe (10ml; 1,2N HCl) wird mit 60ml HCl 1,2N versetzt und diese Lösung durch die vorkonditionierte Säule gegeben. Weiterer Trennungsgang:

- 50ml 1,2N HCl
- 50ml 2N HNO_3.

Cd und Pb befinden sich in der HNO_3. Das Eluat wird eingedampft und mit 10ml 2N HNO_3 aufgenommen. Als Modifier werden 5ml Ammoniumhydrogenphosphat [$(NH_4)_2HPO_4$] zugegeben (Konzentration der Lösung: 10g/l).

Zur Abtrennung bzw. der Analytik von Cd ist der einfache Trennungsgang hinreichend. Der Nachweis von Pb wird sehr empfindlich durch geringste Konzentrationen an Matrixelementen, z.B. Calcium, gestört. Für den Nachweis von Pb ist der angeführte Trennungsgang doppelt durchzuführen, um die Matrixkonzentration von z.B. Ca unter 1mg/l zu senken. Desgleichen dürfen die Lösungen für die Bleianalytik kein Sulfat führen (gipshaltige Proben).

Das Verfahren wurde anhand der Analytik von internationalem Referenzmaterial verifiziert [SARM; ABBEY 1983]. Vor der Abtrennung wurden die Proben so verdünnt, daß deren Pb-Konzentrationen im Bereich der für die Eluate erwarteten Gehalte zu liegen kamen.

SARM-Probe	Konzentration d. Lösung entspr. Literaturangabe (µg/l = ppb)	gemessene Konzentration der Lösung (µg/l)
NIM-G	26,7	24,1
NIM-L	28,6	28,8
NIM-P	4	3,8

Bezogen auf das Referenzgestein (SARM) ergeben sich folgende Vergleichswerte (Angaben in mg/kg):

SARM-Probe	Konzentration entsprechend Literaturangabe (mg/kg)	gemessene Konzentration (mg/kg)
NIM-G	40	36,5
NIM-L	43	43,1
NIM-P	6	5,6

Die Meßbedingungen für die Graphit-AAS zu den Elementen entsprechen den jeweiligen firmenspezifischen Angaben zu den verwendeten Geräten (hier: 2-Strahl-2-Kanal-Gerät mit Aerosol-Probeninjektion).

4.5. Messung von anorganischen Kohlenstoffverbindungen, C-org. und Schwefel

Die Messung erfolgte mittels IR-Detektion des im Sauerstoffstrom verbrannten und katalytisch zu CO_2 aufoxidierten Kohlenstoffs (Gerät: Leco CS-144). Im gleichen Meßgang konnte Schwefel bestimmt werden (SO_2). Zur Messung des Anteiles an organisch gebundenem Kohlenstoff (C-org.) mußte zunächst der anorganisch gebundene Kohlenstoff aus den Proben entfernt werden. Der anorganische Kohlenstoffanteil ergibt sich aus der Differenz des Gesamtkohlenstoffes der unbehandelten Gesamtprobe und des C-org-Gehalts. Die Entfernung des anorganischen Kohlenstoffs erfolgte mittels HCl-Laugung. Das Verfahren ist sowohl anhand von Messungen internationaler Referenzmaterialien als auch im Abgleich der Methode nach DIN verifiziert [DIN-ISO 10694].

5. Analysenverfahren

5.1. Elementanalytik

Die im Königswasseraufschluß und aus den S4-Elutionen gewonnenen Lösungen wurden mit einem ICP-OES-Simultangerät (Fisons Maxim) auf Haupt- und Spurenelemente gemessen. Als besonders problematisch erwiesen sich bei den untersuchten Proben die oft hohen Sulfatanteile, welche das Zusetzen der Zerstäuberdüse verursachten. Da die Reproduzierbarkeit der Messungen entscheidend von einer konstanten Probenzufuhr abhängt, wurden zur Überwachung der Stabilität jeweils nach 5 bis 8 Proben Kontrollösungen vermessen. Bei leichtem Driften wurden die Resultate der Probenmessungen rechnerisch korrigiert. Bei starker Instabilität mußte das Gerät jeweils neu konditioniert und die entsprechenden Proben nachverdünnt analysiert werden. Hierbei ist anzumerken, daß im Königswasseraufschluß generell 1g Probe je 100ml Säure gelöst werden (Verdünnungsfaktor 100).

Sowohl die hohe Matrixbelastung als auch die oft erforderliche Nachverdünnung, z.T. bis auf den Faktor 2000, beeinträchtigen die optimale Nutzung der gerätespezifischen Nachweisgrenzen. Vor allem im Falle der Eluate ist somit die Routineanalytik mittels ICP-OES unter Verwendung kalibrierter Eichkurven für einzelne Elemente nicht mehr möglich. In diesen Fällen wird zunächst versucht, durch Messungen im Wechselschrittverfahren die Probengehalte mit Blindwertmessungen abzugleichen. In jedem Falle erwiesen sich die Pb-, und z.T. auch die Cd-Werte im Eluat als unterhalb der Nachweisgrenze.

Aus diesen Gründen mußte für die Blei- und Cadmiummessung zuvor eine Ionentrennung vorgenommen werden (Abtrennung der Alkali- und Erdalkalimatrix) und die so behandelten Proben am Graphitofen-AAS untersucht werden (Verfahren vgl. Abschnitt 4.4.).

As, Hg und Se wurden am ICP-OES-Sequenzgerät mit Hydridzusatz analysiert (ARL 3520, Sequenzgerät, UV-Version). Hierbei wird die Eigenschaft dieser Elemente genutzt, mit Wasserstoff gasförmige Hydride zu bilden. Diese Gase werden über einen Argonstrom dem Plasma zugeführt und können sehr empfindlich gemessen werden. Voraussetzung für die Messungen sind, neben konstanten Förderraten bei der Durchmischung von Probe und Chemikalien, die zwischen Proben und Referenzlösung angeglichenen Temperaturen. Im Gegensatz zu der an der AAS ebenfalls verwendeten Hydridtechnik ist das ICP-Verfahren weniger anfällig gegen chemische Interferenzen durch edlere Metalle bei der Hydridbildung.

Da sich die Schwefelgehalte als entscheidendes Kriterium bei der Beurteilung der Proben erwiesen, wurde auf die Messungen dieses Elementes erhöhte Sorgfalt angewendet. Die Messungen erfolgten daher nicht nur mittels IR-Detektion nach Verbrennung im Sauerstoffstrom, sondern auch mittels ICP-OES (ARL 3520, Sequenzgerät, UV-Version), wobei mehrere Emissionswellenlängen angefahren wurden.

Die Messungen von pH-Wert, Ammonium- und Chlorid-Gehalten der Eluate erfolgten mittels ionenselektiver Sonden. Ebenso wurde die Leitfähigkeit der Eluate mit der Sonde gemessen. Die pH-Wert-Messungen erfolgten nach DIN 38404 C5, die Leitfähigkeitsmessungen nach DIN EN 27888 bzw. DIN 38404 Teil 8.

Abschließend sei erwähnt, daß die Analysenergebnisse des Labors bereits in mehreren Ringversu-

chen zertifiziert wurden (zuletzt: Umweltbehörde Hamburg, 5/97).

5.2. Röntgendiffraktometrie

Um den Hauptmineralbestand der untersuchten Gesteine zu prüfen, wurden von einigen Proben Röntgenaufnahmen mittels RDA (Röntgendiffraktometeranalyse) angefertigt. Dabei sollten von solchen Gesteinstypen, die in mehr als 3 Schichten auftreten, mindestens drei Proben ausgewählt werden. Wenn möglich mußten diese auch jeweils aus unterschiedlichen stratigraphischen Serien von Trias und Jura stammen. Die Einteilung der Gesteine erfolgte dabei nach der chemischen Zusammensetzung, wie sie im Labor gemessen wurde, und beruht auf folgendem vereinfachenden Prinzip (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen sowie Anhang: *Tab. 8c: Geologische Schichten und ihre zugehörigen Gesteinstypen*):

- Gehalt an Aluminium (als Maß für den Tonanteil)
- Gehalt an Calcium und karbonatisch gebundenem Kohlenstoff (Bestimmung des Kalkanteiles)
- Gehalt an organisch gebundenem Kohlenstoff (für Gesteine mit hohem organischen Anteil, z.B. Schwarzschiefer)
- Sulfatgehalt (v.a. für stark gipshaltige Gesteine)

Zur Messung mittels RDA ausgewählte Gesteine bzw. Schichten:

Tone (T):	km3u, Rote Wand (Keuper) sjβ , untere Schwarzjuratone (Schwarzer Jura) bjα , Opalinuston (Brauner Jura)
Sandige Tone (sT):	so, Röttone (Buntsandstein) ku Basis, Vitriolschiefer (Keuper) km2, dunkle Tone im Schilfsandstein (Keuper)
Tonige Mergel (tM):	mo2, Tonhorizonte (Muschelkalk) km1, Bochinger Horizont (Keuper) km5, Knollenmergel (Keuper)
Sandige Mergel (sM):	sjα2, Angulatensandstein (Schwarzer Jura) bjβ , oberer Donzdorfer Sandstein (Brauner Jura) bjδ , Hamitenton (Brauner Jura) bjζ , Ornatenton (Brauner Jura)
Mergelige Kalke (mK):	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt (Muschelkalk) sjγ , untere Schwarzjuramergel (Schwarzer Jura) wjα , untere Weißjuramergel (Weißer Jura)

Die Aufnahmen der Pulverpräparate (natur, Feinkorn <2μ) wurden von 3°-65° (2ϑ) gefahren. Als Meßgerät diente ein Röntgendiffraktometer der Fa. Phillips (Röhre Typ PW1730/10; Graphit-Monochromator; CuKα-Strahlung [λ = 1,542 Å]).

Das Hauptaugenmerk bei dieser Untersuchung lag insbesondere auf der Identifizierung der Tonminerale, da diese bei der Freisetzung von Schwermetallen im S4-Laugungsversuch den wichtigsten Faktor darstellen (adsorptive Bindung).

Daher wurden die Proben in einem zweiten Durchlauf unter 2ϑ-Winkeln von 3°-15° gemessen, wobei jede Probe als Feinstkorn-Präparat (<2µ), glycolbehandelt sowie geglüht (550-600°C) vorlag. Die Unterschiede in den drei daraus resultierenden Röntgenkurven erlauben Rückschlüsse auf die Art des Tonminerales. Dies gilt insbesondere für die quellfähigen Chlorite, von denen der Corrensit häufiger Bestandteil des süddeutschen Keupers ist [LIPPMANN 1954]. Die d-Werte von quellfähigen Chloriten liegen im allgemeinen um 28Å und steigen durch Glycol-Absorption auf 32Å. Nach Glühen bei 450-500°C fällt der *d-Wert* auf 13,8Å zurück. Dieses Verhalten und die angegebenen *d-Werte* können jedoch aufgrund der komplexen Strukturen der Minerale unterschiedlich ausfallen [CARROL 1970].

Wie die Ergebnisse zeigen (siehe Abschnitt 7.8.) bestätigte sich die postulierte Annahme von Corrensit in den Tonen der Keuperproben.

Die Diagramme der Röntgenaufnahmen der Tonmineralanalyse finden sich im Anhang (*Abb. 7.8.A - 7.8.P*).

6. Toxikologie, Grenz- und Richtwertklassen

6.1. Toxikologie der natürlichen Spezies

Der größte Teil der in dieser Arbeit untersuchten Stoffe weist in seiner elementaren oder in einigen Verbindungen auftretenden Form für den Menschen und andere Lebewesen toxische Eigenschaften auf. Dies kann insbesondere bei der Wiederverwendung von abgebauten Gesteinen relevante Auswirkungen nach sich ziehen (z.B. Grundwasserbelastung). Im folgenden werden daher die Schadwirkungen einer Reihe dieser Elemente bzw. Elementverbindungen in einer Übersicht aufgeführt (*Tab. 6.1.1.*). Da die meisten der aufgeführten Elemente für Lebewesen essentiell sind, beziehen sich die beschriebenen Erkrankungen zumeist auf akute Überdosen oder übermäßige Langzeitaufnahmen. Die dargestellten Wirkungen stellen zumeist jedoch nur einen Ausschnitt der möglichen Folgeerscheinungen von Vergiftungen dar, da eine vollständige Aufstellung den Rahmen dieser Arbeit überschritten hätte.

Die Angaben wurden der Datenbank **Giftliste**^{PC} von ROTH & DAUNDERER (ecobase Software, ecomed verlagsgesellschaft AG & Co. KG, Landsberg 1996) sowie MERIAN (1984) entnommen.

Tab. 6.1.1.: Toxikologie d. natürlichen Spezies (nach ROTH & DAUNDERER: Giftliste^{PC} 1996) und MERIAN (1984)

Element / Verbindung	Wirkcharakter
Aluminium	Schäden des Nervensystems. Atemwegserkrankungen bei Einatmen von Rauch und Staub.
Al-Hydroxid, Al $(OH)_3$	Reizwirkung in den Augen und im Magen-Darmtrakt. Brechreiz, Durchfall. Hustenreiz beim Einatmen.
Aluminiumnitrat	Nervengift: Erst Erregung, Schwindel, Krämpfe, Gleichgewichtsstörungen, evtl. Halluzinationen, dann Atemdepression, Atemstillstand, Koma.
Aluminiumoxid Al_2O_3	siehe Al-Hydroxid.
Arsen	Überdosis tödlich. Nervengift (siehe Al-Nitrat). Karzinogen, teratogen, mutagen. Schädigung von Haut, Herz und Leber. Rückbildung des Knochenmarks.
Arsenverbindungen	krebserzeugend / krebsverdächtig
Blei / Bleiverbindungen	Fruchtschädigend, Verdacht auf Fortpflanzungsgefährdung. Umweltgift: Speicherung im Organismus, Schädigung von Blutbildung, Immunsystem, Nervensystem, Stoffwechsel, ZNS. Nervengift (siehe Al-Nitrat).
Boroxid B_2O_3	Nervengift (siehe Al-Nitrat).
Bortrichlorid BCl_3	Lungenreizstoff
Cadmium / Cadmiumverbindungen	Karzinogen. Umweltgift: Speicherung im Organismus, Schädigung von Nervensystem, Niere, Lunge, Stoffwechsel, ZNS. Knochenveränderungen. Phytotoxisch (Chlorosen, Nekrosen).
Chrom-VI-Verbindungen	Karzinogen. Nervengift (siehe Al-Nitrat). Schwere Leber- u. Nierenschäden. Lungenkrebs (v.a. durch Chromate). Hautgeschwüre bei Kontakt. Allergieauslöser. Arteriosklerose bei Chrommangel. Toxisch für Wasserorganismen (Hautschädigungen). Bereits in geringen Konz. phytotoxisch (kurze Wirkungsdauer, da Reduktion zu Chrom III).
Cobalt	Gelegentlich sensibilisierend, krebsverdächtig. Störungen der Schilddrüsenfunktion. Schädigung des Herzmuskels (tödl. Herzversagen) bei chronischer Aufnahme. Lungenschäden.
Eisen / Fe-Verbindungen	Schädigung der Leber.
Kalium	Nierengift.
Kupfer	Nierengift, Lebergift. Wilsonsche Krankheit. Toxische Wirkung auf Wiederkäuer (Leber- und Blutschädigung). Phytotoxisch (Schädigung d. Wurzelwachstums). Hochtoxisch für viele Bakterien.
Magnesium	Nierenschäden, Lähmung der Skelettmuskulatur, Herzstörungen.
Mangan	Atemwegserkrankung (Manganpneumonie). Manganismus (ähnlich Parkinson). Überschuß verursacht bei Pflanzen Chlorose.
Nickel	Allergieauslöser, stark sensibilisierend, häufigstes Kontaktallergen. Karzinogen. Umweltgift: Speicherung, Schädigung v. Stoffwechsel u. ZNS. Reizstoff. Atemwegserkrankungen, Lungenkrebs. Phytotoxisch.
Quecksilber	Allergieauslöser. Karzinogen, teratogen. Umweltgift: Speicherung, Schädigung von Herz, Immunsystem, Leber, Nervensystem, Niere, Stoffwechsel, ZNS. Nervengift (siehe Al-Nitrat).
Schwefel	Reizstoff.
Selen	Essentiell, daher auch Unterdosierungen gesundheitsschädigend. Selten sensibilisierend. Toxisch bei Inhalation. Lungenerkrankungen. Tödliche Vergiftungen bei Überdosis. „Enshikrankheit“. Akute und chronische Vergiftungen bei Rindern („blind staggers“, „alkali disease“). Erzeugt bei einigen Pflanzen Chlorose.

6.2. Grenz- und Richtwertklassen

Für eine Einschätzung der potentiellen Umweltgefährdung durch die untersuchten Gesteine müssen entsprechende Grenz- und Richtwerte Berücksichtigung finden, die entweder eine gesetzliche Vorschrift bilden oder aber auf (inter-) national anerkannten Empfehlungen von Fachgremien beruhen. Bei der Zuordnung zu diesen Grenz- und Richtwerten ist zwischen Gesteins- (Boden-) material und deren Eluat zu unterscheiden. Für die vorliegenden Untersuchungen wurden verschiedene Grenz- und Richtwertlisten zur Einstufung der geologischen Formationen bezüglich ihrer Wiederverwertung herangezogen [z.T. aus: HEIN & SCHWEDT 1992]. Im einzelnen sind dies:

- **Verordnung über Trinkwasser und über Wasser für Lebensmittelbetriebe (Trinkwasserverordnung – TrinkwV) im Bundesgesetzblatt Nr.66 vom 12. 12. 1990 (Seiten 2612-2632),**
- **Grenzwertliste nach KLOKE [Bad.-Württ. 1980],**
- **Klärschlammverordnung [1992],**
- **VwV Anorganische Schadstoffe – Prüfwerte [Umweltminist. Bad.-Württ. 1993],**
- **„Hollandliste“ [1988] (nur für Barium),**
- **Grenzwertliste nach EIKMANN-KLOKE [1993] (nur für Arsen, Quecksilber, Selen),**
- **Zuordnungswerte für Boden bzw. Eluat der Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) – Technische Regeln vom 1. März 1994 („Anforderungen an die stoffliche Verwertung von mineralischen Reststoffen/Abfällen“).**

Die in dieser Untersuchung verwendeten Grenz-, Richt- und Zuordnungswerte sind in den nachfolgenden Tabellen aufgelistet.

Ein guter Ansatzpunkt zur Beurteilung der ökotoxikologischen Relevanz der aus den Versuchen gewonnenen S4-Eluate stellen die Grenzwerte der Trinkwasserverordnung dar. Sie führen gleichsam auf anschauliche Weise das Gefährdungspotential abgebauter Gesteine vor Augen:

Tab. 6.2.1.: Grenzwerte der Trinkwasserverordnung von 1990 (Zuordnung zu Eluaten):

Bezeichnung	Grenzwert mg/l	Richtwert mg/l
pH-Wert	6,5 - 9,5	
Leitfähigkeit	2000 µS/cm	
Arsen	0,01	
Blei	0,04	
Cadmium	0,005	
Chrom	0,05	
Nickel	0,05	
Quecksilber	0,001	
Aluminium	0,2	
Ammonium	0,5 (30, wenn geogen bedingt)	
Barium	1	
Bor	1	
Calcium	400	
Chlorid	250	
Eisen	0,2	
Kalium	12 (50, wenn geogen bedingt)	
Magnesium	50 (120, wenn geogen bedingt)	
Mangan	0,05	
Natrium	150	
Sulfat	240 (500, wenn geogen bedingt)	
Kupfer		3
Zink		5

Auf der Basis von Untersuchungen von Schwermetallgehalten in Böden erstellte **KLOKE** (1980) seine *„Orientierungswerte für tolerierbare Gesamtgehalte einiger Elemente in Böden“*. Diese fanden schließlich auch Eingang in die **Klärschlammverordnung** [AbfKlärV 1982 & 1992] und die sogenannte **„Hollandliste“** [NL 1983 & 1988]. Die Kloke-Werte sind als Prüfwerte größtenteils auch in der baden-württembergischen **VwV anorg. Schadstoffe** enthalten [Umweltministerium Baden-Württemberg 1993].

Die Klokeliste stellt somit eine anerkannte Gefährdungseinstufung von Elementgesamtgehalten dar. Dabei ist allerdings zu berücksichtigen, daß im vorliegenden Fall Gesteine untersucht wurden, deren Stoffgehalte im Vergleich zu Böden aufgrund differierender Bindungsformen unterschiedliche Gefährdungspotentiale darstellen. Da jedoch keine Grenzwertlisten für Gesteine existieren, müssen die entsprechenden Bodenwerte herangezogen werden.

Tab. 6.2.2.: Grenzwerte (mg/kg) für Böden (Gesamtgehalte) nach KLOKE [Bad.-Württ. 1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. Prüfwerte VwV anorg. Schadstoffe [Bad.-Württ. 1993]; (Zuordnung zu Gesteinen):

Bezeichnung	Grenzwert (mg/kg)
Bor	25
Zink	200
Blei	100
Cadmium	1,5
Cobalt	50
Nickel	50
Chrom	100
Vanadium	50
Kupfer	60

Da in Bezug auf die Gesamtgehalte an Barium in den bisher zur Beurteilung herangezogenen Listen keine Grenz- bzw. Prüfwerte festgelegt wurden, mußte für diesen speziellen Fall die **Hollandliste** berücksichtigt werden.

Tab. 6.2.3.: Hollandliste [1988] (Zuordnung zu Gesteinen)

Bezeichnung	Prüfwert f. nähere Untersuchung
Barium	400 mg/kg

In der Klokeliste von 1980 fehlen überdies die Grenzwerte für Arsen, Quecksilber und Selen. Daher wurde für diese Elemente die aktuelle Liste nach **EIKMANN-KLOKE** (1993) herangezogen (vgl. auch **Klärschlammverordnung** 1992).

Tab. 6.2.4.: Grenzwerte (mg/kg) nach EIKMANN-KLOKE [1993] (Zuordnung zu Gesteinen)

Bezeichnung	Grenzwert (mg/kg)
As	20
Hg	0,5
Se	1

Die **Z-Werte der LAGA** (1994) verstehen sich als hierarchische Gliederung für Maßnahmen beim Einbau bzw. der Wiederverwendung von Böden, zu denen im Sinne der LAGA auch Festgesteine gehören. Dabei repräsentiert Z0 in etwa den natürlichen Hintergrundwert, wobei ein uneingeschränkter Einbau möglich ist. Bei Gehalten bis zu den Z1-Werten sind Einschränkungen bestimmter Nutzungsmöglichkeiten vorgesehen. Beim Einbau von Materialien mit Gehalten bis Z2 müssen definierte technische Sicherungsmaßnahmen für den Grundwasserschutz vorgenommen werden. Die Z-Werte gelten bundesweit für Verwendungen von Materialien als Baustoff für Erdbauwerke oder Füllkörper von Rohstoffabbaustätten [v.d. TRENCK 1997], und werden somit den Anforderungen an das Thema der vorliegenden Arbeit gerecht.

Die Zuordnungswerte der LAGA sind getrennt nach Gehalten für Feststoffe (Gesamtgehalte des Materials) und Eluat eines Materials:

Tab. 6.2.5.: Zuordnungswerte (mg/kg) Feststoff für Boden: Z0, Z1.1, Z1.2 u. Z2 [LAGA 1994]

Parameter	Dimension	Z0	Z1.1	Z1.2	Z2
pH-Wert		5,5 - 8	5,5 - 8	5 - 9	---
Arsen	mg/kg	20	30	50	150
Blei	mg/kg	100	200	300	1000
Cadmium	mg/kg	0,6	1	3	10
Chrom (ges.)	mg/kg	50	100	200	600
Kupfer	mg/kg	40	100	200	600
Nickel	mg/kg	40	100	200	600
Quecksilber	mg/kg	0,3	1	3	10
Zink	mg/kg	120	300	500	1500

Tab. 6.2.6.: Zuordnungswerte (mg/l) Eluat für Boden: Z0, Z1.1, Z1.2 u. Z2 [LAGA 1994]

Parameter	Dimension	Z0	Z1.1	Z1.2	Z2
pH-Wert		6,5 - 9	6,5 - 9	6 - 12	5,5 - 12
el. Leitfähigkeit	µS/cm	500	500	1000	1500
Chlorid	mg/l	10	10	20	30
Sulfat	mg/l	50	50	100	150
Arsen	µg/l	10	10	40	60
Blei	µg/l	20	40	100	200
Cadmium	µg/l	2	2	5	10
Chrom (ges.)	µg/l	15	30	75	150
Kupfer	µg/l	50	50	150	300
Nickel	µg/l	40	50	150	200
Quecksilber	µg/l	0,2	0,2	1	2
Zink	µg/l	100	100	300	600

7. Meßergebnisse

Insgesamt resultiert aus den Untersuchungen eine Gesamtzahl von ca. 20000 Analysenwerten. Die Meßergebnisse aus den einzelnen Untersuchungsverfahren sind im Anhang für jede Probe zusammengefaßt (vgl. Anhang: *Tab. 7.A1. - 7.A6.*).

Ebenfalls als Anlage werden die gemittelten oder anderweitig komprimierten Daten angeführt (siehe Anhang: *Tab. 7.1.1., 7.2.1 - 7.2.8, 7.3.1 - 7.3.11., 7.4.1.*). Darin sind für jede untersuchte geologische Formation der Mittelwert der in ihr gemessenen Proben für jedes analysierte Element angegeben, getrennt nach Gesamtgehalten (Königswasseraufschluß) und Eluatgehalten (S4-Wasseraufschluß). Als zusätzliche Angaben finden sich die Anzahl der gemessenen Proben pro Schicht (n), der sich daraus ergebende Mittelwert x sowie die zugehörige Standardabweichung s. Da alle Meßwerte einer Formation einem Ausreißertest unterzogen [Extremwerttest nach NALIMOV, in: KAISER & GOTTSCHALK 1972] und signifikante bzw. hochsignifikante Extremwerte eliminiert wurden, sind gegebenenfalls die Anzahl der Proben nach Entfernung der Extremwerte n_E sowie die sich daraus neu ergebenden Mittelwerte x_E und Standardabweichungen s_E aufgeführt. Somit ist der endgültige Elementgehalt einer Formation der Mittelwert nach der Extremwertbereinigung x_E . Im Falle des Fehlens von Ausreißern ist x_E identisch mit x.

Schließlich werden in den Tabellen für jedes Element die für Gesamt- und Eluatgehalte relevanten Grenzwerte angegeben. Grenzwertüberschreitende Mittelwerte sind fett dargestellt. Die Meßwerte der mit » <X,X « versehenen Schichten sind kleiner als die angegebene instrumentelle Nachweisgrenze (X = Platzhalter für natürliche Zahlen). Dabei ist zu berücksichtigen, daß dieser Wert für die Gesamtgehalte nicht die reale Nachweisgrenze darstellt, da diese mit dem jeweiligen Verdünnungsfaktor multipliziert wurde.

Die Meßwerte der Proben des ausgelaugten Gipskeuper werden gesondert aufgeführt.

Es ist festzustellen, daß sich die oft hochdifferenzierte stratigraphische Ansprache einzelner Schichtglieder, wie sie im Gelände vorgenommen werden kann, geochemisch häufig nicht verifizieren läßt. Vielmehr bestehen nach den Maßgaben der Statistik zwischen vielen Gesteinsschichten keine signifikanten Unterschiede der Elementkonzentrationen.

Darüber hinaus ist zu konstatieren, daß hohe Gesamtgehalte an Schwermetallen im allgemeinen nicht mit entsprechend hohen Konzentrationen der Eluate korrelieren (vgl. Abschnitt 11.2.). Die Eluierbarkeit wird vielmehr von der mineralischen Bindungsform der Schwermetalle sowie der Konzentration der gelösten Begleitelemente kontrolliert (Ionenstärke des Eluates, vgl. auch Kapitel 10).

7.1. pH-Werte und Leitfähigkeit

Bei den pH-Werten sind die Spannweiten der jeweiligen Probenmessungen einer Formation angegeben, bei der Leitfähigkeit deren Mittelwerte (Daten siehe *Tab. 7.1.1.*, Anhang).

pH-Werte

Die pH-Werte der Gesteine wurden analog DIN 38414 Teil 5 bestimmt. Sie liegen generell zwischen

7,1 und 8,7 und sind somit gemäß Trinkwasserverordnung (6,5-9,5) nicht grenzwertrelevant. Lediglich im Unteren Donzdorfer Sandstein des Braunen Jura β findet sich ein Minimalwert von pH 5,9, der den Grenzwert der Trinkwasserverordnung unterschreitet. Dies gilt im selben Maße für die Z-Werte (Eluat) der LAGA. Legt man die Z-Werte (Boden) zugrunde, so erfüllen die meisten Schichten die Richtlinien nicht, da ihre maximalen pH-Werte die Obergrenze für Z0-Z1.1 überschreiten (pH 8). Dies kann im vorliegenden Fall jedoch nicht als relevant angesehen werden, da die pH-Wert-Messungen ausschließlich an den Eluaten vorgenommen wurden.

Im allgemeinen sind die Abweichungen zwischen den pH-Werten der Proben einer geologischen Schicht nur gering. Die pH-Werte der Trias- und Weißjuraschichten beginnen zumeist erst oberhalb 8,0, was auf ihren durchgängig erhöhten Kalkanteil zurückzuführen ist (max. 8,3 in $CaCO_3$-haltigen Böden und Wässern; i.a. zwischen 7,2 und 8,3 [SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992, MÖLLER 1986]), während diejenigen der Schwarz- und Braunjuraschichten größtenteils bereits im pH-Bereich von 7 einsetzen. Werte von 9 oder größer werden in keinem Fall erreicht.

Leitfähigkeiten

Die Ergebnisse der Leitfähigkeitsmessungen zeigen eine deutliche Variabilität zwischen den Formationen. Die höchsten Werte werden hier in den Grundgipsschichten und dem Mittleren Gipshorizont des km1 erreicht (>2000µS/cm), wo der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 2000µS/cm überschritten wird. Weiterhin sind hohe Werte in vielen Schichten des Oberen Muschelkalkes sowie des Schwarzen und Braunen Jura festzustellen, die sich in Bereichen zwischen 500 und 900µS/cm bewegen, wobei die Z0-Z1.1-Werte (Eluat) der LAGA von 500µS/cm z.T. deutlich überschritten werden.

Ein Vergleich mit den Sulfat-Eluatgehalten zeigt den Grund für die häufigen hohen Leitfähigkeitswerte. Erhöhte Sulfatgehalte im Eluat finden sich in den gips- und sulfidreichen Schichten, die durch Gipslösung bzw. Aufoxidierung von Sulfid größere Mengen von SO_4 in Lösung gehen lassen. Dies führt analog schließlich auch zu erhöhten Leitfähigkeitswerten.

7.2. Gesamt- und Eluatgehalte an Hauptelementen

Als Hauptelemente sind nachfolgend aufgeführt: Aluminium, Natrium, Calcium, Eisen, Mangan, Kalium, Magnesium und Schwefel (als Sulfat berechnet). Die Mittelwerte aus den S4-Eluaten beziehen sich direkt auf die Einzelwerte, wie sie aus den nach DIN 38414 Teil 4 hergestellten Lösungen gemessen wurden. Der bei der Herstellung des Eluates verwendete Verdünnungsfaktor von 1:10 muß dabei unberücksichtigt bleiben, weil einige Elemente bereits ihre Sättigungskonzentration in der Lösung erreicht haben. Da diese nicht mehr überschritten werden kann, würde eine Einbeziehung des Verdünnungsfaktors irreale Werte erzeugen.

Alle Daten finden sich in den Tabellen *7.2.1.* - *7.2.8.* des Anhangs. Zu den Angaben von Al, Fe und Mn ist Abschnitt 4.3.1. zu berücksichtigen.

Aluminium

Die Al-Gesamtgehalte stellen ein Maß für den Tonanteil eines Sedimentgesteins dar. Obwohl der Königswasseraufschluß nur einen Teil des Gesamt-Al

erfaßt, dokumentieren die Werte für die verschiedenen Schichten die Gesteinskomponenten. Die kalkigeren oder sandigeren Formationen enthalten im Königswasserauszug entsprechend weniger Aluminium als die tonreicheren. Die geringsten Gehalte finden sich in den Grundgipsschichten des km1 (1800mg/kg), der aufgrund seines extrem hohen Gipsanteiles keine relevanten Anteile an Tonmineralen enthält. Auch sind große Teile des Braunen Jura tonmineralärmer. So enthält die gesamte Abfolge von den Zopfplatten des Braunen Jura β bis hoch zum Parkinsoni-Oolith des Braunen Jura δ jeweils weniger als 10000mg/kg Al pro Schicht.

Trias und Schwarzer Jura zeigen, mit Ausnahme einiger Kalk- und Sandsteine sowie dem bereits angesprochenen Grundgips, zumeist höhere Gehalte an Al. Der weitaus höchste Gehalt wird mit fast 45000mg/kg Al in den äußerst tonreichen Gesteinen der Roten Wand (km3u) erreicht.

Die S4-Gehalte zeigen im allgemeinen Werte <0,1mg/l. Die Eluate der Röttone sind demgegenüber mit 0,13mg/l leicht erhöht. Spitzenwerte werden lediglich im Keuper bei den Grundgipsschichten des km1 (0,28mg/l) und den Tonsteinen im Schilfsandstein (0,78mg/l) erreicht. Diese Gehalte überschreiten auch die Grenzwerte der Trinkwasserverordnung von 0,2mg/l. Generell werden die gelösten Gehalte durch die Sättigungskonzentration der Lösung bestimmt, die wiederum abhängig ist von der Art der Ausgangsminerale, den Mineralparagenesen sowie dem pH-Wert, der Leitfähigkeit, der Temperatur und dem CO_2-Partialdruck der Lösung (siehe auch Kapitel 10: Geochemische Modellierungen).

Natrium

Die Natriumgesamtgehalte, wie sie aus dem Königswasserauszug folgen, variieren von 14mg/kg in den Röttonen des oberen Buntsandstein bis 974mg/kg im Grenzglaukonit des Weißen Jura α. Lediglich im Angulatensandstein des Schwarzen Jura α2 liegen die Gehalte unterhalb der Nachweisgrenze (<1mg/kg). Die weit überwiegende Anzahl der geologischen Formationen enthält Na-Gehalte >200mg/kg.

Die Eluatgehalte erstrecken sich von 1,9mg/l bei den Psilonotentonen des Schwarzen Jura α1 bis zu 56,6mg/l bei den Ornatentonen des Braunen Jura ζ. Während die Na-Werte aus der S4-Elution in den Schichten der Trias und des Schwarzen Jura zumeist geringer als 10mg/l ausfallen, überschreiten die Braunjuraschichten diesen Wert in fast allen Fällen. Da die Proben des Braunen Jura fast gänzlich aus Bohrkernen gewonnen wurden, könnten hierbei Bohrspülungszusätze eine Rolle spielen. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung wird insgesamt nicht berührt.

Calcium

Die Ca-Gesamtgehalte folgen dem Kalkgehalt des Gesteins. Daneben sorgen auch die gipsreichen Schichten für hohe Ca-Werte. Die höchsten Gehalte werden in den Mergeln des oberen Weißen Jura γ erreicht (303320mg/kg Ca). Der Stubensandstein des km4 weist mit 1170mg/kg die geringsten Ca-Werte auf.

Die eluierten Ca-Gehalte variieren stark. Dabei ist zu berücksichtigen, daß die Sättigungskonzentration der Lösung mit Ca in starkem Maße vom Ausgangsmineral abhängt. So kann bei hohen Salzlasten die Sättigungskonzentration für Calcium bei Gipslösungen weit über 2000mg/l betragen. Unter „normalen“ Bedingungen erreichen diese Werte immer noch 600-700mg/l. Die Sättigungskonzentration für Calcit liegt dagegen zumeist deutlich niedriger. Eine wichtige Rolle spielen dabei jedoch auch

die Begleitminerale (siehe auch Kapitel 10: Geochemische Modellierungen).

Die geringsten Eluatgehalte von 3mg/l finden sich im Stubensandstein, der bereits auch die niedrigsten Ca-Gesamtgehalte aufweist. Die höchsten gelösten Ca-Gehalte bieten die Eluate der gipsreichen Gesteine. So überschreiten die Grundgipsschichten mit 622mg/l und der Mittlere Gipshorizont mit 615mg/l (beide Schichten km1) deutlich den Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 400mg/l. Trotzdem weisen die Schichten des Keuper insgesamt die geringsten Gehalte an gelöstem Ca auf.

Eisen

Die Fe-Gesamtgehalte der untersuchten Gesteine werden insbesondere von Fe-Tonmineralen, Fe-Sulfiden und Fe-Oxiden bestimmt (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen). Die Grundgipsschichten des km1 enthalten die geringsten Mengen an Fe, der Macrocephalus-Oolith des Braunen Jura ζ die höchsten, wobei die Konzentrationen des letzteren durch Fe-Oolithe hervorgerufen werden.

Eisen ist in den S4-Eluaten größtenteils nur in geringen Mengen vorhanden. Im überwiegenden Teil der Gesteinseluate konnten keine Fe-Gehalte oberhalb der instrumentellen Nachweisgrenze von 0,005mg/l festgestellt werden. Der höchste Wert wurde mit 0,925mg/l in den Eluaten der Unteren Schwarzjuratone gemessen. Dies ist auch der einzige Fall, in dem der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 0,2mg Fe/l überschritten wurde. In diesem Zusammenhang sei aber auf die starke Abhängigkeit der Fe-Sättigungskonzentration, insbesondere bei Fe-Sulfiden und -Oxiden, von den pH- und Eh-Bedingungen verwiesen (siehe Kapitel 10: Geochemische Modellierungen).

Mangan

Die Mn-Gesamtgehalte reichen von 19mg/kg im Stubensandstein des km4 bis zu 4048mg/kg im Parkinsoni-Oolith des Braunen Jura δ. Die Gesteine der meisten Schichten enthalten Mengen <1000mg Mn/kg.

Die Mn-Eluatgehalte fallen in den Triasschichten am geringsten aus. Hier wird kaum einmal der Wert von 0,02mg/l überschritten. Die Lösungskonzentrationen der Juraschichten sind dagegen zumeist deutlich höher (ca. Faktor 10). Der Spitzenwert wird mit 1,39mg Mn/l in den Eluaten des Angulatensandstein (Schwarzer Jura α2) erreicht. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 0,05mg/l wird in 8 Fällen überschritten. Neben dem Angulatensandstein sind davon der Rhät-Tonstein (ko), der Psilonotenkalkstein (sjα1), die Seegrasschiefer, Tonmergel und Wilden Schiefer des sjε sowie Personatensandstein und oberer Donzdorfer Sandstein (beide bjβ) betroffen.

Kalium

Für die K-Gesamtgehalte in den untersuchten Gesteinen sind überwiegend Kalium-Tonminerale und -Glimmer verantwortlich (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen). Die niedrigsten Gehalte finden sich in den Psilonotenkalken des sjα1 (<9mg/kg), die höchsten in den Unteren Bunten Mergeln des km3u (22946mg/kg). Alle Schichten des Jura enthalten dabei K-Mengen <8000mg/kg. Gehalte >10000mg/kg sind dagegen ausschließlich in den Keuperschichten anzutreffen.

In den Gesteinseluaten sind die Kaliumgehalte recht gleichförmig. Sie liegen in den meisten Schichten zwischen 10 und 30mg/l. Die geringsten Werte weisen die Eluate der Oberen Schwarzjuratone

auf (1mg/l), die höchsten sind in den Lösungen der Vitriolschiefer des ku zu finden (48mg/l). Dies deutet auf eine durch unterschiedliche Ausgangsminerale und Mineralparagenesen für Kalium nur unwesentlich veränderbare Sättigungskonzentration. Da es sich bei den Eluatgehalten um geogen bedingte Werte handelt, wird der Grenzwert der Trinkwasserverordnung in keinem Fall überschritten (50mg/l, wenn geogen; andernfalls 12mg/l).

Magnesium

Die Mg-Gesamtgehalte sind im Angulatensandstein des sjα2 am geringsten (1046mg/kg). Überhaupt finden sich unter den gesamten Juraschichten keine Gesteine mit Gehalten >10000mg Mg/kg. Dagegen sind Gesteine mit >15000mg Mg/kg in den Triasschichten eher die Regel. Der Höchstwert an Magnesium ist in den Dunkelroten Mergeln des km1 zu verzeichnen (68989mg/kg). Die Mg-Gehalte dieser Gesteine werden in der Hauptsache über ihren Anteil an Dolomit und/oder Mg-Tonmineralen definiert (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen).

Die Mg-Werte in den Eluaten bewegen sich zwischen 1mg/l in den Oberen Schwarzjuratonen und 37mg/l im Rhät-Tonstein des ko. Die Variabilität ist insgesamt gering.

Sulfat

Die Schwefelgesamtgehalte in den untersuchten Gesteinen werden in der Hauptsache von Sulfiden und Gips bestimmt. Die Meßergebnisse geben die Gehalte als Sulfat wieder. Dabei finden sich die höchsten Sulfatwerte in den Gipsgesteinen der Grundgipsschichten und des Mittleren Gipshorizontes (461411 bzw. 316492mg/kg). Die geringsten Gehalte weisen mit 132mg/kg die Röttone des Oberen Buntsandstein auf. Mit Ausnahme der stark gipshaltigen Schichten des nicht ausgelaugten Gipskeuper sind die Sulfatgehalte im Keuper eher niedrig (meist <2000mg/kg), in den Juraschichten dagegen eher höher (meist >20000mg/kg). Hierbei scheint der größere Sulfidanteil der Juraschichten ausschlaggebend zu sein.

Die SO_4-Gehalte in den Eluaten zeigen ein Bild ähnlich den Leitfähigkeiten, die überwiegend durch sie bestimmt werden. Die Sättigungskonzentrationen von SO_4 in den Lösungen sind zum großen Teil von der Art des Ausgangsminerales und der Mineralparagenese abhängig. So lassen sich aus Gips unter den gegebenen Bedingungen theoretisch etwa 1600mg SO_4/l lösen (siehe Kapitel 10: Geochemische Modellierungen), was bei den Gipsschichten des Keuper mit ca. 1530mg SO_4/l auch erreicht wird. Die nächstkleinere Gehaltegruppe bildet dann der Lias ε mit Eluatwerten zwischen 500 und 650mg SO_4/l. Darunter folgt eine weitere Gruppe mit bis zu ca. 350mg/l.

Insgesamt überschreiten 35 SO_4-Eluatgehalte die Z0- bzw. Z1.1-Werte (Eluat; 50mg/l) der LAGA, 33 den Z1.2-Wert (100mg/l) und 30 den Z2-Wert (150mg/l). Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 240mg SO_4/l wird immerhin noch in 18 Fällen übertroffen. Von diesen Überschreitungen sind der gesamte Braune Jura, der größte Teil des Schwarzen Jura, alle untersuchten Schichten des mo2 sowie der Obere Keuper und insbesondere die stark gipshaltigen Schichten des km1 (Grundgips, mittlerer Gipshorizont) betroffen.

Die Sulfatproblematik wird in den nachfolgenden Kapiteln noch einmal ausführlich aufgegriffen und diskutiert.

7.3. Gesamt- und Eluatgehalte an Spurenelementen

Folgende Spurenelemente wurden in die Untersuchungen einbezogen: Bor, Zink, Blei, Cadmium, Cobalt, Nickel, Chrom, Vanadium, Kupfer, Barium, Arsen, Quecksilber und Selen. In den Wassereluaten wurden Bor, Zink, Blei, Cadmium, Cobalt, Nickel, Chrom, Kupfer und Barium gemessen. Aufgrund nicht hinreichender instrumenteller Nachweisgrenzen bei gleichzeitig äußerst geringen Gehalten, mußten Messungen für Arsen, Quecksilber und Selen im Eluat entfallen.

Die Mittelwerte aus den S4-Eluaten beziehen sich auf die direkt aus der nach DIN 38414 Teil 4 hergestellten Lösung gemessenen Einzelwerte. Ebenso wie bei den Hauptelementen bleibt bei den Messungen der für die Herstellung des Eluates verwendete Verdünnungsfaktor von 1:10 unberücksichtigt, da einige Elemente bereits ihre Gleichgewichtskonzentration in der Lösung erreicht haben. Alle Daten sind in den Tabellen *7.3.1. - 7.3.11.* des Anhangs zu finden.

Bor

Die Gesamtgehalte an Bor lagen in 5 Schichten unterhalb der Nachweisgrenze von 1mg/kg (Grundgipsschichten km1, Schilfsandstein km2, Untere Bunte Mergel km3u, Lehrbergschichten km3l, Angulatensandstein sjα2). Die höchsten Gehalte finden sich mit 63mg B/kg in den Dunkelroten Mergeln des km1. Insgesamt überschreiten 10 Gesteinsschichten, von denen allein 8 dem Keuper angehören, den Grenzwert nach KLOKE bzw. Klärschlammverordnung bzw. VwV anorg. Schadstoffe Bad.-Württ. (25mg B/kg).

Die Gesteinseluate weisen keinerlei Grenzwertüberschreitungen für Bor auf. Die Gehalte variieren hier zwischen 0,008mg/l im Mittleren Gipshorizont des km1 und 0,954mg/l im Ornatenton des Braunen Jura ζ. Dabei enthält der größte Teil der Eluate Werte >0,1mg B/l. Die Borgehalte aus den Braunjuragesteinen sind insgesamt höher als diejenigen der anderen Formationen (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen).

Zink

Die Zn-Gesamtgehalte des Großteils der Schichten liegen zwischen 10 und 100mg/kg. Der geringste Wert findet sich im Grundgips des km1 (0,2mg Zn/kg), der höchste in den Oberen Schwarzjuramergeln des sjζ (256mg Zn/kg). Letzterer überschreitet somit den Grenzwert nach KLOKE bzw. der Klärschlammverordnung von 200mg Zn/kg. In drei weiteren Schichten wird zudem der Z0-Wert der LAGA von 120mg/kg übertroffen: Untere Schwarzjuramergel sjγ, Seegrasschiefer sjε1, Wilde Schiefer sjε3. Diese vier Schichten liegen stratigraphisch eng beieinander und sind generell von ähnlicher chemischer Zusammensetzung (siehe auch Kapitel 8). Die Zn-Gehalte der innnerhalb dieser Schichtfolge liegenden Formationen weisen darüber hinaus nur unwesentlich geringere Werte auf (>100mg/kg). Ausnahme bilden hierbei die Stinkkalke des sjε, bei denen aufgrund des größeren Kalkgehaltes ein Verdünnungseffekt auftritt.

In den S4-Eluaten liegen die Zn-Gehalte in 15 Fällen unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0006mg/l. Obwohl die Grundgipsschichten die bei weitem niedrigsten Zn-Gesamtgehalte aufweisen (s.o.), treten in ihren Lösungen, aufgrund der starken Sulfatlöslichkeit, die höchsten Werte auf (0,02mg Zn/l). Insgesamt sind bei den Eluaten keinerlei Grenz- bzw. Richtwertüberschreitungen festzustellen.

Blei

Die Pb-Gesamtgehalte bewegen sich generell zwischen 1,8mg/kg in den Estherienschichten des km1 und 40,5mg/kg in den Wilden Schiefern des sjε3. Lediglich die Psilonotenkalke im Schwarzen Jura α1 weisen einen Spitzenwert von 349mg Pb/kg auf. Die 2 gemessenen Proben dieses Gesteins unterschieden sich in ihren Gehalten jedoch beträchtlich, so daß der Gesamtwert kaum repräsentativ für das Gestein sein dürfte. Wahrscheinlicher ist hierbei eine lokale, punktuelle Vererzung. Dieser Wert bleibt auch die einzige Grenzwertüberschreitung nach KLOKE (100mg Pb/kg).

Aufgrund meßtechnischer Schwierigkeiten konnten 9 Gesteinseluate nicht auf Blei untersucht werden. Von den gemessenen Lösungen liegen 15 unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0045mg Pb/l. In 2 Fällen wird der Grenzwert der Trinkwasserverordnung und der Z1.1-Wert (Eluat) nach LAGA überschritten (beide 40µg/l): Untere Bunte Mergel km3u (51µg Pb/l) und Psilonotentone sjα1 (50µg Pb/l). Zwei weitere Proben liegen oberhalb des Z0-Wertes von 20µg/l: Vitriolschiefer ku (21µg Pb/l) sowie Dunkle Mergel km2 (27µg Pb/l).

Cadmium

Die Cadmium-Gesamtgehalte in den Braunjuraproben, die aus den Bohrkernen der Bohrungen 401, 403 und 404 gewonnen wurden, liegen sämtlich unterhalb der Nachweisgrenze von 0,002mg/kg. Hier handelt es sich möglicherweise um lokale Abreicherungen an Cd, da demgegenüber der andernorts beprobte, ebenfalls dem Braunjura entstammende Opalinuston mit 1,22mg Cd/kg den Z1.1-Wert (Boden) der LAGA (1mg Cd/kg) überschreitet. Insgesamt übertreffen 22 Gesteinsschichten Grenz- bzw. Richtwerte für Boden, davon 2 den Z1.2-Wert der LAGA von 3mg/kg (Obere Schwarzjuramergel sjζ: 4,77mg Cd/kg, Wilde Schiefer sjε3: 3,23mg Cd/kg) und weitere 3 den Grenzwert nach KLOKE von 1,5mg/kg (Angulatensandstein sjα2: 1,67mg Cd/kg, Seegrasschiefer sjε1: 1,82mg Cd/kg, Tonmergel sjε2: 2,22mg Cd/kg). Die höchsten Cd-Gehalte finden sich somit hauptsächlich in den stärker vererzten Tongesteinen des Schwarzen Jura.

Von den S4-Eluaten liegen 41 unterhalb der Nachweisgrenze (0,0006mg Cd/l). Die Lösungen der Tonmergel des sjε2 (3,4µg Cd/l) überschreiten den Z1.1-Wert der LAGA von 2µg Cd/l. Die Eluate der Seegrasschiefer sjε1 (9,7µg Cd/l), Grundgipsschichten km1 (6,6µg Cd/l) sowie der Wilden Schiefer sjε3 (6,2µg Cd/l) liegen oberhalb des Grenzwertes der Trinkwasserverordnung bzw. des Z1.2-Wertes der LAGA von 5µg Cd/l. Die Tonschiefer des Lias ε zeigen somit ein starkes Löslichkeitspotential an Cadmium.

PEIFFER et al. (1996) zeigen, daß Cd^{2+}, im Gegensatz zu anderen Metallionen, unter oxischen Bedingungen eine relativ hohe Löslichkeit besitzt und daß ein offensichtlicher Zusammenhang zwischen Pyritoxidation und Cadmiumfreisetzung sowie zwischen Calcium- und Cadmiumfreisetzung besteht. Dies bestätigt die hier zu beobachtende vermehrte Eluierung von Cd aus pyrit- und gipsreichen Gesteinen (vgl. auch 7.8.: Mineralbestand).

Cobalt

Die Co-Gesamtgehalte variieren zum Großteil zwischen 1,7mg/kg in den Grundgipsschichten des km1 und 39,7mg/kg in den Oberen Braunjuratonen des bjε. Lediglich 2 Oolithe des Braunen Jura bilden grenzwertüberschreitende Spitzenwerte: Parkinsoni-

Oolith bjδ (155mg Co/kg) und Macrocephalus-Oolith bjζ (56mg Co/kg). Hierbei spielt die Bindung des Cobalts an Fe-Oolithe eine Rolle (vgl. Abschnitt 8.1.3.).

In den Eluaten wird die Nachweisgrenze von 0,0015mg Co/l in 33 Fällen unterschritten. In den übrigen Lösungen reichen die Gehalte von 0,0015mg Co/l in den Unteren Schwarzjuramergeln des sjγ bis zu 0,219mg Co/l in den Estherienschichten des ku.

Nickel

Die niedrigsten Ni-Gesamtgehalte finden sich mit 2mg/kg in den Grundgipsschichten des km1, die höchsten im Parkinsoni-Oolith des bjδ, wo 166mg/kg erreicht werden. Insgesamt überschreiten 17 Gesteinsschichten den Z0-Wert (Boden) der LAGA (40mg Ni/kg) und 3 weitere den Z1.1-Wert (100mg Ni/kg). Den Grenzwert nach KLOKE von 50mg Ni/kg übertreffen 16 Schichten. Dabei ist eine Konzentration der hohen Werte im Bereich der Schwarzschiefer des Schwarzen Jura (Sulfidvererzungen) sowie bei den Oolithen des Braunen Jura (Fe-Oolith-Bindungen) festzustellen. Diese Beobachtungen werden in Kapitel 8 (Korrelationen) erneut aufgegriffen und ausführlich diskutiert.

Die Ni-Nachweisgrenze von 0,002mg/l wird in den Eluaten in 21 Fällen unterschritten. Dies betrifft insbesondere die Lösungen der Triasgesteine. Die Spitzenwerte finden sich in den Eluaten der Seegrasschiefer des sjε1 (0,105mg Ni/l), der Wilden Schiefer des sjε3 (0,074mg Ni/l) sowie der Grundgipsschichten des km1 (0,069mg Ni/l). Deren Gehalte überschreiten den Grenzwert der Trinkwasserverordnung bzw. den Z1.1-Wert (Eluat) der LAGA von jeweils 50mg Ni/l.

Chrom

Die Cr-Gesamtgehalte bewegen sich im allgemeinen zwischen 7mg/kg in den Psilonotenkalken des sjα1 und 53mg/kg in den Estherienschichten des ku sowie den Dunkelroten Mergeln des km1. Drei Oolithgesteine des Braunen Jura erreichen Höchstwerte von 437mg Cr/kg (Macrocephalus-Oolith) bzw. 318mg/kg (Parkinsoni-Oolith) und 176mg/kg (Subfurcatus-Oolith). Damit werden sowohl der Grenzwert nach KLOKE von 100mg Cr/kg als auch die Z1.1- und Z1.2-Werte der LAGA von 100 bzw. 200mg/kg übertroffen. Auch hier ist Chrom offenbar verstärkt an Fe-Oolithe gebunden (siehe Abschnitt 8.1.3.).

Bei den Eluaten liegen 27 Werte, v.a. der Juraschichten, unterhalb der Nachweisgrenze von 0,001mg Cr/l. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung (50µg Cr/l) wird in 2 Fällen überschritten: Grundgipsschichten km1 (72,5µg Cr/l) und Seegrasschiefer sjε1 (58,6µg Cr/l). Zwei weitere Schichten liegen oberhalb des Z0- (15µg Cr/l) bzw. Z1.1-Wertes (30µg Cr/l) der LAGA: Wilde Schiefer sjε3 (35µg Cr/l) sowie Mittlerer Gipshorizont km1 (25µg Cr/l).

Vanadium

Die V-Gesamtgehalte zeigen insgesamt eine ähnliche quantitative Verteilung wie Nickel und Chrom, was auf ein gemeinsames Vorkommen in bestimmten Sulfiden und Fe-Oolithen zurückzuführen ist. Die höchsten Gehalte finden sich also in den Schwarzschiefern des Schwarzen Jura sowie den Oolithen des Braunen Jura. In letzteren wird der Spitzenwert von 359mg V/kg erreicht (Macrocephalus-Oolith). Die geringsten Werte sind in den Grundgipsschichten des km1 festzustellen (3mg V/kg).

Die Eluate wurden nicht auf Vanadium gemessen.

Kupfer

Die höchsten Cu-Gesamtgehalte zeigen sich in den Schwarzschiefern des Schwarzen Jura (Sulfidvererzungen) sowie im Übergangsbereich zwischen Unterem Keuper und Oberem Muschelkalk. Mit 57,5mg Cu/kg erreichen die Wilden Schiefer des sjε3 den Spitzenwert. Insgesamt liegen 7 Gesteinsschichten oberhalb des Z0-Wertes (Boden) der LAGA von 40mg Cu/kg. Der Grenzwert nach KLOKE (60mg Cu/kg) wird nicht übertroffen. Die geringsten Gehalte sind in den dunklen Tonsteinen im Schilfsandstein zu verzeichnen, wo die Nachweisgrenze von 0,01mg Cu/kg unterschritten wird.

Bei den S4-Eluaten liegen 8 Proben unterhalb der Nachweisgrenze von 0,001mg Cu/l. Die höchsten gelösten Kupfermengen finden sich in den Eluaten der Grundgipsschichten des km1 (0,124mg Cu/l) sowie der Seegrasschiefer des sjε1 (0,076mg Cu/l).

Barium

In den untersuchten Schichten liegen die Ba-Gesamtgehalte der Gesteine des so, mo2 sowie der Grundgipsschichten des km1 unterhalb der Nachweisgrenze von 1,5mg Ba/kg. Der Stubensandstein des km4 erreicht mit 231mg Ba/kg den höchsten Wert. Insgesamt weisen die Keuperschichten höhere Bariumgesamtgehalte als die Juraschichten auf. Der Prüfwert nach der Hollandliste (400mg Ba/kg) wird nicht überschritten.

In den S4-Eluaten reichen die Ba-Gehalte von 0,003mg/l in den Oberen Weißjuramergeln des Weißen Jura γ bis zu 0,328mg/l in den Seegrasschiefern des Schwarzen Jura ε1. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung (1mg Ba/l) wird in keinem Fall erreicht.

Arsen

Die As-Gesamtgehalte bewegen sich zu einem Großteil zwischen 1-20mg/kg, wobei die Lehrbergschichten des km3 mit 0,14mg/kg die geringsten Gehalte aufweisen. Allerdings überschreiten 14 Gesteinsschichten den Arsengrenzwert nach EIKMANN-KLOKE bzw. den Z0-Wert (Boden) der LAGA, der jeweils 20mg As/kg beträgt. Von diesen 14 Schichten liegen 8 oberhalb des Z1.1-Wertes, von denen sich wiederum einer oberhalb Z1.2 und ein letzter oberhalb Z2 befindet. Dieser Spitzenwert wird mit 440mg As/kg im Parkinsoni-Oolith erreicht, offenbar hervorgerufen durch arsenhaltige Minerale in der Probe.

Die Überschreitungen der Grenz- und Z-Werte bleiben, mit Ausnahme des Rhät-Tonsteins (ko), auf den Braunen Jura beschränkt. Dies ist insofern interessant, als bei den klastischen Ablagerungen in Deutschland ansonsten eher Rotliegendsandstein, Buntsandstein, Sandsteinkeuper, Kreide, Tertiär und Quartär von geogenen Arsenkonzentrationen betroffen sind [HEINRICHS & UDLUFT 1996].

Die S4-Eluate wurden nicht auf Arsen gemessen.

Quecksilber

In 34 Fällen liegen die Hg-Gesamtgehalte unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0007mg/kg. Die übrigen Werte reichen von 0,04mg Hg/kg (Estherienschichten km1, Tonmergel sjε2, Obere Weißjuramergel wjγ) bis zu 1,16mg Hg/kg in den Röttonen des Oberen Buntsandstein. Insgesamt überschreiten sowohl die Röttone als auch die Oberen Schwarzjuramergel des sjζ den Hg-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE (0,5mg/kg) bzw. den Z1.1-Wert (Boden) der LAGA (1mg/kg). Eine weitere Schicht liegt oberhalb des Z0-Wertes von 0,3mg Hg/kg (Parkinsoni-Oolith bjδ: 0,32mg Hg/kg).

Quecksilbermessungen an den Eluaten fanden nicht statt.

Selen

Bei den Se-Gesamtgehalten liegen 6 Gesteinsschichten, in der Hauptsache Formationen des Keuper, unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0005mg/kg. Die übrigen Gehalte variieren zwischen 0,02mg Se/kg (Dunkelrote Mergel km1, Estherienschichten km1) und 1,91mg Se/kg (Wilde Schiefer sjε3). Insgesamt überschreiten 5 Schichten den Se-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE von 1mg/kg. Dies sind im einzelnen die Schichten des Schwarzen Jura ε (mit Ausnahme der Stinkkalke) und die oberhalb anschließenden Oberen Schwarzjuramergel sowie die Lehrbergschichten des km3. Die Höhe des Grenzwertes ist jedoch umstritten, da Selen in diesen Größenordnungen z.T. als toxisch, z.T. jedoch auch als essentiell angesehen wird [MERIAN 1984, SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992].

An den Eluaten wurden keine Selenmessungen vorgenommen.

7.4. Kohlenstoffgesamtgehalte und organischer Kohlenstoff

Die entsprechenden Daten finden sich in Tabelle *7.4.1.* des Anhangs.

Organischer Kohlenstoff

Die geringsten Gehalte an C-org. weisen mit 970mg/kg die Lehrbergschichten des km3 auf. Die höchsten Anteile finden sich in den Seegrasschiefern des sjε1 (96000mg/kg), den Tonmergeln des sjε2 (78500mg/kg), den Stinkkalken des sjε2 (37000mg/kg), den Wilden Schiefern des sjε3 (89400mg/kg) sowie den Oberen Schwarzjuramergeln des sjζ (93600mg/kg).

Gesamtkohlenstoff

Die Kohlenstoffgesamtgehalte sind im Stubensandstein des km4 am geringsten (667mg/kg) und in den Schichten des Schwarzen Jura ε sowie ζ am höchsten. In den letzteren variieren die Gehalte von 112000-125000mg/kg. Ausschlaggebend hierfür sind die extrem hohen Anteile an organischem Kohlenstoff in den Schwarzschiefern. Ansonsten bestimmt ganz überwiegend der Karbonatanteil den Gehalt an C-ges.

7.5. Ammoniumgehalte

Die Ammoniumgehalte wurden mittels Ammoniumsonde in wässriger Lösung, d.h. aus dem Eluat nach DIN 38414 S4, ermittelt. Die instrumentelle Nachweisgrenze lag bei 0,1mg/l. Aufgrund der vorgegebenen Verdünnung und der Nachweisgrenze der Meßsonde mußten Meßwerte <10mg/l verworfen werden, da dies die untere relative Nachweisgrenze darstellte. Bei keiner Probe wurde dieser Wert überschritten. Da in der Trinkwasserverordnung des Bundesgesetzblattes vom 12.12.1990 geogen bedingte Ammoniumüberschreitungen des festgesetzten Grenzwertes von 0,5mg/l bis zu einem Grenzwert von 30mg/l außer Betracht bleiben, ergeben sich somit auch keine gesetzlich relevanten Ammoniumkonzentrationen in den untersuchten geologischen Formationen.

7.6. Chloridgehalte

Die Messungen wurden mittels Meßsonde in wässriger Lösung vorgenommen. Aufgrund der relativen Unempfindlichkeit dieser Meßsonde konnte lediglich eine Nachweisgrenze von 1,8mg/l erreicht werden. In 36 Fällen ergaben sich somit keine Meßwerte oberhalb der Nachweisgrenze. Die Daten sind in Tabelle *7.1.1.* enthalten (Anhang).

Die Chloridgehalte der Gesteinslösungen liegen bis auf eine Ausnahme bei Werten <10mg/l. Lediglich die Röttone des Oberen Buntsandstein weisen einen leicht höheren Anteil von 19,3mg/l auf. Sie überschreiten damit als einzige der untersuchten geologischen Formationen den Z1.1-Wert der LAGA von 10mg/l. Dieser Wert ist jedoch äußerst niedrig angesetzt, bedenkt man den Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 250mg Cl^-/l.

7.7. Sonderproben: ausgelaugter Gipskeuper

Die leichte Löslichkeit von Gips stellt für die Wiederverwendung von entsprechenden Sedimenten ein gravierendes Problem dar. Gipsführende Schichten sind z.B. im km1 (u.a. Grundgipsschichten des Keuper) verbreitet. Im Anstehenden ist Gips durch die Verwitterung mehr oder weniger tiefgründig ausgelaugt. In der vorliegenden Arbeit war zu überprüfen, ob von diesen ausgelaugten Sedimenten ebenfalls eine Gefährdung ausgeht. Die Untersuchungen sind insofern von besonderem Interesse, als der ausgelaugte Gipskeuper im Großraum Stuttgart recht häufig anzutreffen ist. Die Meßergebnisse und die Gegenüberstellung von Grundgips und ausgelaugtem Gipskeuper (ebenfalls Grundgipsschichten) finden sich im Anhang auf Tabelle *7.7.1.*

Der Vergleich der Gesamtgehalte zeigt deutlich das Fehlen des $CaSO_4$ in den Gesteinen des ausgelaugten Gipskeupers (**ausgelaugter Grundgips**: 7071mg SO_4/kg, 25849mg Ca/kg; **nicht gelaugter Grundgips**: 461411mg SO_4/kg, 219321mg Ca/kg). Die Cadmiumgehalte liegen mit 0,66mg Cd/kg dagegen noch immer auf fast gleichem Niveau und bedeuten weiterhin eine Überschreitung von Z0 (Boden) der LAGA. Die übrigen Schwermetallgehalte sind im ausgelaugten Gipskeuper zwar fast immer wesentlich höher, da durch die Gipslaugung eine Anreicherung dieser Elemente im verbliebenen Gestein erfolgte, jedoch finden keine Grenz- oder Richtwertüberschreitungen statt. Lediglich die Ni-Gesamtgehalte liegen mit 40mg/kg im Bereich des Z0-Wertes der LAGA.

Die Eluate belegen einen drastischen Rückgang der meisten Elementgehalte. Zeigte der Grundgips noch bei 8 Parametern z.T. erhebliche Überschreitungen von Grenz- oder Richtwerten, so fehlen diese beim ausgelaugten Gipskeuper völlig. Da die Gipslaugung offenbar auch andere leicht lösliche Komponenten abgeführt hat, verblieben im Residualgestein hauptsächlich schwer bzw. nicht lösliche Verbindungen, so daß bei der S4-Elution kaum Schwermetallionen im Eluat freigesetzt werden.

Diese Gegenüberstellung belegt somit deutlich das wesentlich geringere Belastungspotential der ausgelaugten Grundgipsschichten im Bereich der Wasserlöslichkeit. Die von ihnen ausgehende Gefährdung von Grundwässern durch Ca und Sulfat sind nicht mehr relevant. Auch liegen die Eluatgehalte von Aluminium, Cadmium, Nickel, Chrom und Kupfer im Gegensatz zu denjenigen der nicht gelaugten Grundgipsschichten des km1 nicht mehr über den relevanten Grenz- oder Richtwerten. Die Leitfähigkeit ist, entsprechend den geringen Sulfatgehalten, um den Faktor 10 geringer und ebenfalls nicht mehr grenzwertüberschreitend.

Aus den durchgeführten Untersuchungen folgt, daß gelaugte Gipsschichten kein Belastungsrisiko für eine potentielle Einlagerungsumgebung darstellen. Bei der Umlagerung von primär gipsführenden Schichten ist deren Auslaugungsgrad zu überprüfen, da die Ablagerung von nicht vollständig ausgelaugten Gipssedimenten zu hohen Sulfatbelastungen der Grundwässer führen kann.

7.8. Mineralbestand

Die nachfolgenden Tabellen *7.8.1.* - *7.8.5.* listen den aus den Röntgenaufnahmen einiger ausgewählter Gesteinsproben identifizierten Hauptmineralbestand auf. Ausgewählte Diffraktogramme sind im Anhang dargestellt (*Abb. 7.8.A* - *7.8.P*, nur Tonmineral-relevante Aufnahmen mit Winkeln von 3-15° 2ϑ).

Tab. 7.8.1.: Hauptmineralbestand der Tonsteine (T)

km3u, Rote Wand	sjβ, unt. Schwarzjuratone	bjα, Opalinuston
Quarz	Quarz	Quarz
Calcit		Calcit
Dolomit	Dolomit	
Kaolinit	Kaolinit	Kaolinit
Illit	Illit	Illit
	Muskovit	Muskovit
		Chlorit / Corrensit
Plagioklas (wenig)	Plagioklas	Plagioklas (wenig)
		Pyrit (wenig)

Tab. 7.8.2.: Hauptmineralbestand der sandigen Tone (sT)

so, Röttone	kuBasis, Vitriolschiefer	km2, dunkle Tone im Schilfsandstein
Quarz	Quarz	Quarz
	Gips ?	
Kaolinit	Kaolinit	Kaolinit
Illit	Illit	Illit
Muskovit	Muskovit	Muskovit
	Chlorit / Corrensit	Chlorit / Corrensit
	Plagioklas	Plagioklas
		Orthoklas

Tab. 7.8.3.: Hauptmineralbestand der tonigen Mergel (tM)

mo2, Tonhorizonte	km1, Bochinger Horizont	km5, Knollenmergel
Quarz	Quarz	Quarz
Calcit		Calcit (wenig)
Dolomit	Dolomit	
Kaolinit	Kaolinit	Kaolinit
Illit	Illit	Illit
Muskovit (wenig)		
Chlorit	Chlorit / Corrensit	Chlorit / Corrensit
	Plagioklas	Plagioklas (Albit)
	Orthoklas (wenig)	

Tab. 7.8.4.: Hauptmineralbestand der sandigen Mergel (sM)

sjα2, Angulatensandstein	**bjβ , oberer Donz-dorfer Sandstein**	**bjδ , Hamitenton**	**bjζ , Ornatenton**
Quarz	Quarz	Quarz	Quarz
Calcit	Calcit (wenig)	Calcit	Calcit
	Gips		
Kaolinit (wenig)	Kaolinit	Kaolinit	Kaolinit
Illit	Illit	Illit	Illit
	Muskovit	Muskovit	Muskovit
Chlorit		Chlorit	
			Montmorillonit
		Plagioklas (wenig)	
Pyrit	Pyrit	Pyrit	Pyrit

Tab. 7.8.5.: Hauptmineralbestand der mergeligen Kalke (mK)

mo2, Mergel / Tone im oberen Abschnitt	**sjγ , untere Schwarzjuramergel**	**wjα , untere Weißjuramergel**
Quarz	Quarz	Quarz
Calcit	Calcit	Calcit (wenig)
Dolomit		
Kaolinit	Kaolinit	Kaolinit
Illit	Illit	Illit
	Chlorit / Corrensit	
Plagioklas (wenig)		
Pyrit (wenig)	Pyrit	

8. Korrelationen, Cluster- und Faktorenanalysen

a) Korrelationen

Elemente in Gesteinen sind, selbst wenn sie nur in Spuren vorliegen, spezifisch kombiniert. In der vorliegenden Untersuchung wird davon ausgegangen, daß Haupt-, Neben- und Spurenelemente in den Bindungsformen auftreten, die mit den bekannten Mineralen dieser Elemente übereinstimmen. So sollte es möglich sein, durch die Kenntnis des Vorhandenseins einer festgestellten Elementkombination auf die übrigen Elemente, aber auch auf die Minerale und Bindungsformen der Elemente zu schließen.

Mit der Darstellung und Berechnung von Korrelationen können diese Abhängigkeiten der Elemente und ihrer Gehalte untereinander belegt werden. Dies erfolgt auf mathematischem Wege durch Berechnung des Korrelationskoeffizienten einer Reihe von Wertepaaren [DOERFFEL 1984]. Zusätzlich können Korrelationen über X-Y-Punktdiagramme graphisch verdeutlicht werden.

Über die reine Bestimmung von Mineralen und Bindungsformen hinaus können die Korrelationen mittels der Ausweisung von Elementbeziehungen auch mögliche Zusammenhänge, Ähnlichkeiten und Unterschiede innerhalb oder zwischen statistischen Gruppen aufzeigen. Als statistische Gruppen sind hier die stratigraphische (schichtabhängige) oder die petrographische (gesteinsabhängige) Einteilung zu nennen.

Für die vorliegende Arbeit wurden die Korrelationsbeziehungen der mittleren Elementgehalte von 53 stratigraphisch definierten geologischen Schichten verglichen. Dabei waren sowohl die Gesamtgehalte der Gesteine als auch ihre Eluatgehalte einzubeziehen. Unter Berücksichtigung der möglichen verschiedenen statistischen Gruppeneinteilungen (Gesamtübersicht, stratigraphische und petrographische Einteilung) führt dies zu folgenden offensichtlichen und sinnvollen Korrelationsmöglichkeiten:

a) Einfache Elementkorrelation über die mittleren Gehalte aller 53 Schichten im Sinne einer ersten zusammenfassenden Gesamtübersicht. Für die Korrelationsberechnungen wurden die für jede Schicht gemittelten Elementgehalte verwendet. Es ergaben sich folgende Beziehungen:

- Korrelation der Gesamtgehalte der Hauptelemente untereinander,
- Korrelation der Gesamtgehalte der Spurenelemente untereinander,
- Korrelation der Gesamtgehalte der Hauptelemente gegen die der Spurenelemente,
- Korrelation der Gesamtgehalte der Hauptelemente gegen die Eluatgehalte der Spurenelemente,
- Korrelation der Gesamtgehalte eines Elementes mit seinen entsprechenden Eluatgehalten (untergeordnet).

b) Elementkorrelationen nach stratigraphisch getrennten Serien, mit den entsprechenden Kombinationen aus ***a)***. Die jeweiligen Elementmittelwerte der Schichten einer Serie wurden zur detaillierteren Charakterisierung dieser geologischen Serien miteinander korreliert. Dabei sind folgende Serien zu unterscheiden:

- Buntsandstein
- Muschelkalk
- Keuper
- Schwarzer Jura
- Brauner Jura
- Weißer Jura

Da die Korrelationen auf jeweiligen Elementmittelwerten von Schichten beruhen und insgesamt über alle geologischen Serien nur 53 Schichten vorliegen, mußten trotz der scheinbar hohen Zahl an bearbeiteten Proben der Buntsandstein (1 Schicht), der Muschelkalk (3 Schichten) sowie der Weiße Jura (3 Schichten) von den Korrelationsbetrachtungen ausgeschlossen werden.

c) Elementkorrelationen nach petrographisch getrennten Gesteinsgruppen, mit den entsprechenden Kombinationen aus ***a)***. Zur Berechnung wurden die Mittelwerte der Schichten herangezogen, die einem bestimmten Gestein zuzuordnen sind. Die Einteilung der Gesteine erfolgte dabei nach der chemischen Zusammensetzung, wie sie im Labor gemessen wurde und beruht auf folgendem vereinfachenden Prinzip (siehe auch *Tab. 8c: Geologische Schichten und ihre zugehörigen Gesteinstypen*, Anhang):

- Gehalt an Aluminium (als Maß für den Tonanteil)
- Gehalt an Calcium und karbonatisch gebundenem Kohlenstoff (Bestimmung des Kalkanteiles)
- Gehalt an organisch gebundenem Kohlenstoff (für Gesteine mit hohem organischen Anteil, z.B. Schwarzschiefer)
- Sulfatgehalt (v.a. für stark gipshaltige Gesteine)

Die Ergebnisse der petrographischen Einteilung führten gegenüber den vorhergehenden Untersuchungen jedoch zu keinen neuen Erkenntnissen. Es zeigte sich im Gegenteil, daß die stratigraphische Einteilung den Vorgaben dieser Arbeit weitaus besser gerecht wird. Somit konnte auf die Diskussion der Ergebnisse der Korrelationsanalysen auf der Basis einer gesteinsabhängigen Einteilung verzichtet werden.

Eine reine Berechnung der Korrelationskoeffizienten würde durch den Einfluß von möglichen Extremwerten und Unstetigkeiten zu Fehlinterpretationen führen. Daher mußte eine Kontrolle der als signifikant/hochsignifikant korreliert berechneten Werte erfolgen. Dies geschah durch die graphische Darstellung jeder dieser Elementbeziehungen, indem jede Korrelation im x-y-Punktdiagramm überprüft wurde. Zeigten sich bei dieser Überprüfung Inkohärenzen in der Verteilung, so war von einer Korrelationsangabe abzusehen. Ein Elementpaar galt somit erst dann als korreliert, wenn der berechnete Koeffizient durch das graphische Verfahren bestätigt wurde.

Die hier vorgeschlagenen Korrelationsmöglichkeiten sind zwar äußerst vielfältig, bilden jedoch den einzigen Ansatz, einerseits die Kontrollmechanismen von Schwermetallen in Gesteinen zu identifizieren, und andererseits Rückschlüsse auf die Mineralzusammensetzung zu erlauben sowie die mineralischen Bindungsformen der Schwermetalle abzuleiten. Die unter den verschiedenen Gesichtspunkten durchgeführten Korrelationen ergänzen sich somit und führen letztlich zu einer gegenseitigen Absicherung der Bewertungen.

Die Fettdrucke in den Tabellen bezeichnen hochsignifikante, die Normaldrucke signifikante Elementkorrelationen. Einige ausgewählte Korrelationsdiagramme sind im Anhang abgebildet (Abbildungen *8a* und *8b*).

Generell ist das Referieren der bei den nachfolgenden Korrelationen aufgeführten Minerale nicht gleichbedeutend mit deren realem Auftreten bzw. Vorkommen in nachweisbaren Maßstäben in den Gesteinen. Es ist vielmehr ein Hinweis auf das gemeinsame Vorkommen in der Natur bzw. ein gegenseitiges Stabilisieren auf der Basis der gemessenen Elementgehalte.

b) Clusteranalysen

Die beschriebenen Korrelationen haben wegen der großen Anzahl an Einzelwerten in der Korrelationsmatrix den Nachteil der relativ geringen Über-

schaubarkeit. Obwohl die jeweiligen Korrelationswerte für den Einzelfall die deutlicheren Ergebnisse liefern, kann ihre weitere Zusammenfassung sinnvolle Überblicke und neue Einsichten liefern. Für diese Art der statistischen Auswertung sind im vorliegenden Fall insbesondere die Cluster- und Faktorenanalysen von Relevanz. Daher sollen die Korrelationen zusätzlich mit diesen statistischen Methoden zusammengefaßt werden.

Mit hierarchischen Clusteranalysen wird versucht, aufgrund von Variablen (hier: Elemente) disjunkte Klassen von Objekten (hier: die durch Meßwerte repräsentierten Gesteinsschichten) zu finden. Diese Klassen müssen in sich homogen sein und sich voneinander deutlich unterscheiden. Damit läßt sich die Ähnlichkeit von Variablen (hier: ähnliches Verhalten von Elementen) darstellen, indem Distanz- oder Ähnlichkeitsmatrizen eingelesen werden, die z.B., wie in diesem Fall, mit einer Pearson-Korrelation erzeugt wurden [SCHUBÖ & UEHLINGER 1984]. Eine solche Analyse ergibt im vorliegenden Fall Dendrogramme, die die Beziehungen von Schichten oder Elementen zueinander charakterisieren, wobei diese Beziehungen auf der Basis der Korrelationen der zugehörigen Elementgehalte beruhen.

Grundvoraussetzung einer solchen Clusteranalyse ist eine genügend große Anzahl von Objekten (hier: die durch Meßwerte repräsentierten Gesteinsschichten). Eine Untersuchung auf Basis petrographischer Gesichtspunkte muß daher entfallen, da fast keiner der zahlreichen Gesteinsklassen eine ausreichende Menge von Objekten (hier: geologische Schichten, d.h. Anzahl an Mittelwerten von Elementgehalten) zuzuordnen ist (Bsp.: 2 Schichten mit reinen Kalken, 2 Schichten reine Sandsteine, 3 Eisenoolithe, 5 tonige Mergel etc.). Somit rückt die stratigraphische Einteilung in den Mittelpunkt, wobei mittels der Clusteranalyse Vergleiche zwischen den stratigraphischen Serien gezogen sowie Gemeinsamkeiten von geologischen Schichten und Beziehungen zwischen den Elementen innerhalb dieser Serien ermittelt werden sollen.

Nach einer vorangestellten, zusammenfassenden Clusteranalyse für sämtliche Objekte (alle 53 Schichten; siehe 8.1.1.) wurden anschließend die stratigraphischen Serien Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura jeweils getrennt nach den Elementkorrelationen (auf Basis der Elementgesamtgehalte) der in diesen Serien auftretenden Schichten untersucht. Die Clusterung erfolgte dabei einerseits für die einzelnen geologischen Schichten (Objekte; siehe 8.1.1.) auf Basis der Elementkorrelationen, andererseits für die Elemente selbst (Variablen; vgl. 8.1.3.). Insgesamt erscheint die Objektanalyse (Anwendung auf geologische Schichten) in diesem Zusammenhang eher unüblich, enthält allerdings ein aussagekräftiges Potential, weil die Zusammenhänge zwischen den Schichten vom geochemischen Milieu bestimmt werden, welches sich wiederum im Verhalten der Hauptelemente und Schwermetalle niederschlägt.

Während die Menge der verglichenen Objekte fast beliebig sein kann, darf die Anzahl der Variablen (hier: chemische Elemente) nicht zu groß gewählt werden, da die Berechnungen wegen methodenimmanenter Probleme sonst zu Scheinkorrelationen führen können [siehe auch DAVIS 1973]. Wie Erfahrungswerte zeigen, sollten ein Dutzend Variablen im allgemeinen die Obergrenze bilden. Somit konnten nicht alle gemessenen Elemente zur Clusteranalyse herangezogen werden.

Die Clusteranalyse für die Elemente (Variablen) erfolgte auf der Basis der ausreißerbereinigten Einzelwerte (Einzelproben der Schichten). Die Clusterung der geologischen Formationen (Objekte) mußte dagegen auf den jeweiligen Mittelwerten beruhen. Die Distanzmatrizen wurden bei sämtlichen Berechnungen auf Grundlage einer Pearson-Korrelation erzeugt. Die Clusterung selbst beruht auf der *average-*

linkage-Methode und wurde mit dem Programm SPSS durchgeführt.

Zur Veranschaulichung der Clusteranalysen erfolgte eine Umsetzung in Dendrogramme, wobei die horizontale Achse die Distanz (das Ähnlichkeitsmaß) zwischen den Objekten bzw. Variablen wiedergibt. Je geringer die Distanz zwischen den Objekten oder Variablen ausfällt, desto größer ist eine bestimmte Gemeinsamkeit unter ihnen.

Generell müssen die Ergebnisse einer Clusteranalyse kritisch betrachtet werden [DAVIS 1973]. So finden sich einerseits zwar deutliche Übereinstimmungen mit den Korrelationen, andererseits werden Zusammenhänge dargestellt, die sich anderweitig nicht verifizieren oder rechtfertigen lassen. Dieses Verhalten gründet sich in der Problematik von Scheinzusammenhängen bei Clusteranalysen. Andererseits erfahren auch eine Vielzahl von Elementkorrelationen durch die Clusteranalyse keinen Ausdruck, so daß bei einer alleinigen Anwendung dieser Methode eine Reihe von Zusammenhängen nicht offenbar würde.

c) Faktorenanalysen

Als dritte Möglichkeit zur Ermittlung von Elementabhängigkeiten wurde die Faktorenanalyse herangezogen. Ziel dieser Methode ist die Bestimmung von solchen Größen, die von Einfluß auf die Gesamtheit der Variablen (hier: chemische Elemente) eines Bereiches sind. Die Größen selbst sind dabei zunächst hypothetischer Natur. Da die ausgewählten Variablen nicht unabhängig voneinander sind, werden Korrelationen zwischen ihnen bestehen. Es kann somit eine kleinere Anzahl von unabhängigen Variablen, den Faktoren, geben, die eine einfachere und übersichtliche Beschreibung der die Zusammenhänge kontrollierenden Parameter ermöglichen.

Die Faktorenanalyse geht von den Korrelationen zwischen den Variablen (hier: Elementen) aus und nimmt an, daß es unabhängige Faktoren (kontrollierende Parameter) gibt, die in allen Variablen wirksam sind und damit zum Zustandekommen der Korrelationen beitragen [CLAUß & EBNER 1989]. Zielsetzung ist dabei, eine möglichst kleine Anzahl von Faktoren zu finden, die die Reproduktion der Korrelationen erlauben. Die vielfältigen Beziehungen zwischen den Merkmalen des untersuchten Bereiches können so auf eine einfache Faktorenstruktur reduziert werden, wodurch sich wesentliche Zusammenhänge offenbaren, die aus der großen Korrelationsanzahl nur schwer ablesbar sind.

Die Faktorenanalyse zerfällt letztlich in vier Schritte [SCHUBÖ & UEHLINGER 1984]:

- *Bildung der Korrelationsmatrix für die ausgewählten Variablen,*
- *Faktorenextraktion,*
- *Rotation (VARIMAX) der Faktoren auf Einfachstruktur zur leichteren Interpretierbarkeit,*
- *Berechnung der Faktorwerte.*

Im vorliegenden Fall wurden wiederum die Schichten nach den größeren stratigraphischen Serien zusammengefaßt. Um der Voraussetzung einer hinreichend großen Probenanzahl gerecht zu werden, fanden nur die Serien Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura Berücksichtigung, die jeweils getrennt einer Faktorenanalyse unterzogen wurden. Grundlage der mit SPSS durchgeführten Berechnungen waren die extremwertbereinigten Einzelwerte der Gesamtanalyse.

Um Scheinkorrelationen zu vermeiden, mußte die Anzahl der Variablen auf 12 Elemente begrenzt werden. Letztlich wurden zu den Faktorenanalysen die Gesamtgehalte von Al, Ca, Fe, SO_4, Mn, $C_{ges.}$, B, Zn, Pb, Cd, Ni und As herangezogen.

8.1. Korrelationsanalysen

Die einfachste Möglichkeit einer Korrelationsanalyse beschreibt den Vergleich aller ermittelten Daten untereinander. Da diese Datengesamtmenge im vorliegenden Fall aus einer Reihe genetisch ganz unterschiedlicher Proben resultiert, die zudem noch verschiedenen stratigraphischen Serien entstammen, kann eine solche Korrelation naturgemäß nur einfache allgemeingültige Zusammenhänge aufzeigen. Zunächst sollen Korrelations- und Clusteranalysen über die mittleren Gesamtgehalte aller Schichten vorgenommen werden.. Dabei erfolgt die Clusteranalyse als direkter Vergleich der Schichten zueinander (Clusterung der Schichten auf Basis der Elementgesamtgehalte). Daran anschließend wird diese Clusteranalyse jeweils separat für die Serien Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura vorgenommen. Darauf folgt die einfache Elementkorrelation aller möglichen Wertepaare (Gesamtgehalte) über sämtliche untersuchten Schichten.

Nach der erneuten Trennung der Schichten aufgrund ihrer stratigraphischen Zugehörigkeit (Keuper, Schwarzer jura, Brauner Jura), werden die Elementgesamtgehalte dieser Serien jeweils einer Elementkorrelation, einer Clusteranalyse (Clusterung der Elemente auf der Basis ihrer Gesamtgehalte) sowie einer Faktorenanalyse unterzogen. Zum Abschluß erfolgen dann die ebenfalls nach stratigraphischen Serien getrennten Korrelationen der Elementgesamtgehalte mit den Eluatgehalten (v.a. Gesamtgehalte Hauptelemente / Eluatgehalte Spurenelemente).

8.1.1. Bestimmung von Schichtähnlichkeiten auf der Basis von Elementgesamtgehalten und -beziehungen mittels Clusteranalyse

Um einen Eindruck möglicher Gemeinsamkeiten aller untersuchten Schichten zueinander zu gewinnen, wird hier zunächst die Clusteranalyse über sämtliche Schichten vorangestellt. Die Clusterung erfolgt dabei für die einzelnen geologischen Schichten (Objekte) auf der Basis der Elementkorrelationen (Pearson-Korrelation der Gesamtgehalte). Gemeinsamkeiten zwischen einzelnen Schichten werden dann als gegeben angesehen, wenn diese gleiche oder ähnliche Korrelationen für eine maximale Anzahl von Elementpaaren aufweisen. Für die Berechnung wurden die Gesamtgehalte folgender Elemente herangezogen: Al, Fe, Ca, SO_4, Mn, C-ges., B, Zn, Cd, Pb, Ni und As.

Die anhand der Clusterdarstellung ermittelten mehr oder weniger starken Ähnlichkeiten zwischen verschiedenen Schichten zeigen somit nicht direkt die Arten möglicher Gemeinsamkeiten an, sondern quantifizieren lediglich das Ausmaß der Übereinstimmungen. Die Qualität dieser Ähnlichkeiten bedarf zusätzlich der Interpretation auf der Grundlage der verwendeten Elemente.

Das Dendrogramm der Clusteranalyse aller Schichten auf Basis der Gesamtgehalte der Elemente in *Abb. 8.1.1.1* zeigt einige bemerkenswerte Gemeinsamkeiten zwischen den geologischen Formationen. So findet sich zunächst und trivialerweise eine große Gruppe von stark kalkhaltigen Gesteinen (Psilonotenkalke bis mo2: Mergel/Tone im ob. Abschnitt, siehe *Abb. 8.1.1.1*), die Schichten all derjenigen stratigraphischen Serien umfassen, die ohnehin zumeist höhere Kalkanteile aufweisen (Schwarzer Jura, Muschelkalk, Weißer Jura).

Keuper- und Braunjuraschichten bilden zum grossen Teil eigenständige Gruppen, in denen auch immer wieder Schichten des Schwarzen Jura eingebunden sind. Ganz offenbar sind die geochemischen Unterschiede zwischen den Schichten des Keuper und des Braunen Jura deutlich größer als jeweils zu den petrographisch recht variablen Schwarzjuraschichten, die insbesondere Ähnlichkeiten mit den Triasschichten zeigen. Ausschlaggebend für diese Ähnlichkeiten

sind v.a. Keuper- und Schwarzjuraschichten mit hohen Tongehalten. Als Beispiel dafür kann eine Gruppe mit den dunklen Tonsteinen des km2, den Unteren Schwarzjuratonen, dem Schilf-sandstein des km2 (sandiger Ton), den Lehrbergschichten des km3l (Tone) sowie den Röttonen gelten (siehe *Abb. 8.1.1.1*).

Schichten, die sehr enge petrographische, stratigraphische und chemische Gemeinsamkeiten aufweisen, bilden meist kleine, deutlich abzugrenzende Gruppen. Dazu zählen die Schiefer des Lias ε, der untere Donzdorfer Sandstein + Personatensandstein (Brauner Jura β) sowie die stark $CaSO_4$-reichen Grundgipsschichten + mittlerer Gipshorizont (km1).

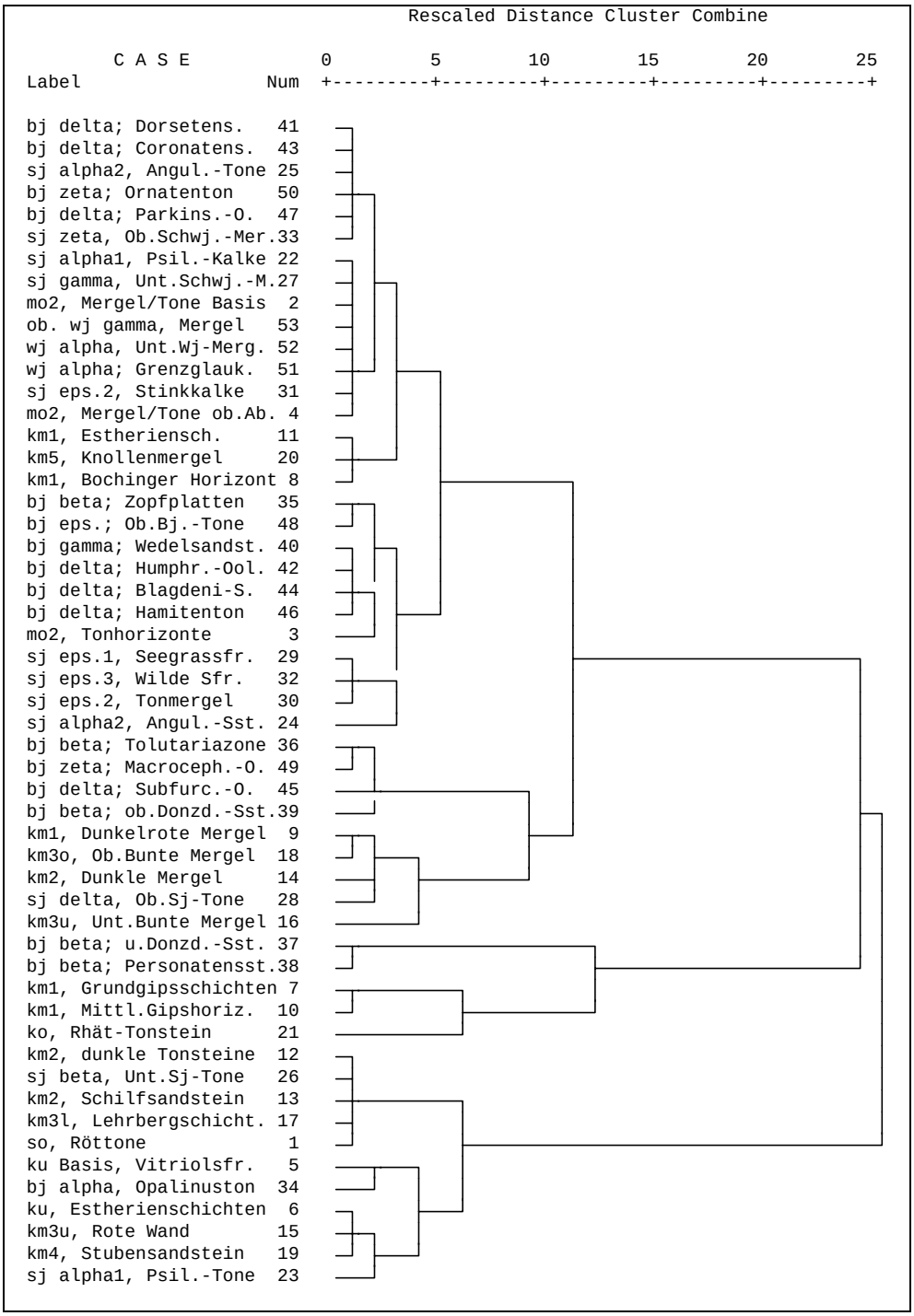


Abb. 8.1.1.1: Dendrogramm der Clusteranalyse aller Schichten auf Basis der Korrelationen von Gesamtgehalten der Elemente

Das gezeigte Dendrogramm (*Abb. 8.1.1.1*) kann letztlich nur grobe Gemeinsamkeiten der Schichten zueinander aufzeigen, da die Vielzahl an korrelierten Variablen (Elementen) mögliche Abgrenzungen zwischen Schichtübereinstimmungen verwischt.

Nachfolgend werden daher die einzelnen für die statistische Bearbeitung geeigneten Serien (Keuper-, Schwarzjura- und Braunjuraschichten) getrennt voneinander untersucht. Die Clusteranalysen beruhen dabei wiederum auf den Elementen Al, Fe, Ca, SO_4, Mn, C-ges., B, Zn, Cd, Pb, Ni und As.

Keuperschichten

Abb. 8.1.1.2 stellt die Clusterung der Keuperschichten dar. Dabei zeigen sich enge Beziehungen zwischen einer Reihe von Schichten, die sich in drei Ähnlichkeitsgruppen einteilen lassen. Die Zusammengehörigkeit von Grundgips und Mittlerem Gipshorizont zu einer Gruppe ist aufgrund der hohen $CaSO_4$-Gehalte beider Schichten zu erwarten. Hinzu kommt, in etwas abgeschwächter Form, der Rhät-Tonstein, der durch erhöhte SO_4-Gehalte, bei gleichzeitigen niedrigeren Werten für Mn, K und Mg, diesbezügliche Ähnlichkeiten mit den vorgenannten Schichten aufweist.

Weiterhin bilden Schilfsandstein (Normalfazies), Lehrbergschichten und die dunklen Tone im Schilfsandstein eine gemeinsame Gruppe. Erhöhte Fe- und Cd-Gehalte sind ein übereinstimmendes Merkmal dieser Formationen. Zu dieser Gruppe lassen sich auch die Estherienschichten (ku), Rote Wand, die Tone im Stubensandstein und der Vitriolschiefer rechnen, die jedoch trotz zusammengehöriger Cluster keine eindeutigen Gemeinsamkeiten aufweisen.

Estherienschichten (km1), Knollenmergel und Bochinger Horizont gehören petrographisch zu den tonigen Mergeln und zeigen daher relativ gute Übereinstimmungen, wie z.B. bei Al, Ca und Fe, aber auch bei einigen Schwermetallen. Sie gehören zu der dritten Gruppe, der auch die dunkelroten Mergel des km1, die Oberen Bunten Mergel (km3o) und die dunklen Mergel des km2 zuzurechnen sind. Die Gemeinsamkeiten der letzteren Schichten beruhen auf ähnlichen Werten von Al, Ca, SO_4 und K (Gips und Tone). Hinzu kommen erhöhte Bor- und Barium- sowie vergleichbare Zinkgehalte. Zu dieser Gruppe gesellen sich noch die Unteren Bunten Mergel des km3u, deren Beziehung allerdings schwächer ist.

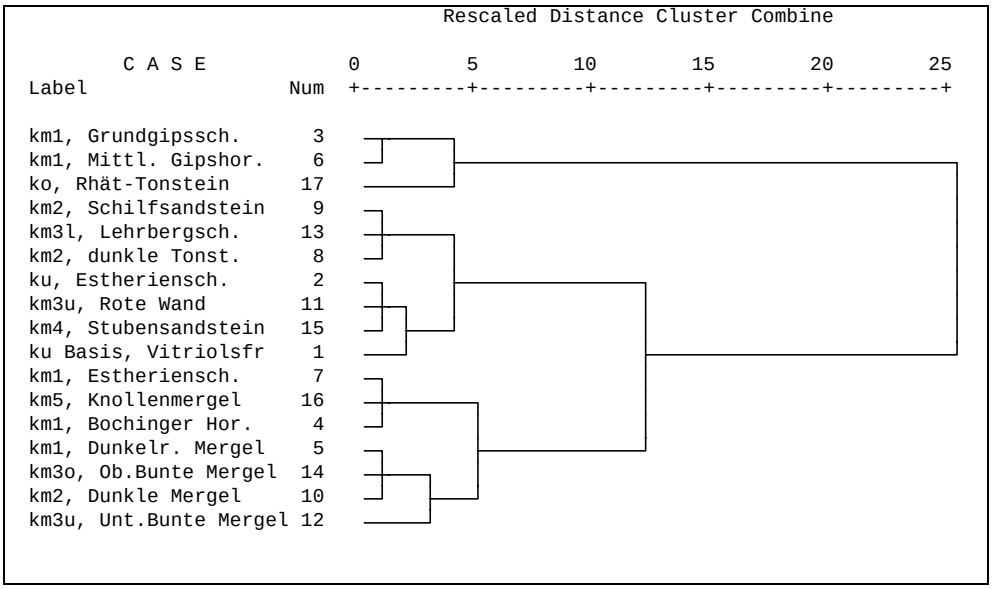


Abb. 8.1.1.2: Dendrogramm der Clusteranalyse von Keuperschichten auf Basis der Gesamtgehalte der Elemente

Insgesamt läßt sich beobachten, daß die beschriebenen Gruppen von Keuperschichten wiederum untereinander recht gut in Beziehung zu setzen sind. Ausnahmen bilden lediglich Grundgipsschichten, Mittlerer Gipshorizont und Rhät-Tonsteine, was vor allem bei den beiden ersten Schichten durch den extrem hohen Gipsanteil bedingt wird.

Schwarzjuraschichten

Die Clusterung der einzelnen Schichten des Schwarzen Jura zeigt, ähnlich wie im Keuper, eine recht gute Übereinstimmung der Schichten untereinander (*Abb. 8.1.1.3*). Diese können dabei in zwei Ähnlichkeitsgruppen aufgeteilt werden, wobei sich drei Schichten außerhalb dieser Gruppen befinden.

Im einzelnen weisen die Schichten des Lias ε eine enge Gruppenzusammengehörigkeit auf. Eine Ausnahme bilden die Stinkkalke, die einer kalkhaltigeren Gruppe zuzuordnen sind, der noch die Psilonotenkalke und unteren Schwarzjuramergel sowie in etwas abgeschwächter Form der Angulatenton und die Oberen Schwarzjuramergel angehören. Die sich außerhalb der Gruppen befindenden Psilonoten- und unteren Schwarzjuratone enthalten jeweils keine C-carb-Werte. Da dieses Element für die beiden Schichten nicht gemessen werden konnte, ergeben sich somit deutliche Unterschiede zu den übrigen Formationen, womit die fehlenden Übereinstimmungen keine Aussagekraft besitzen. Weiterhin sind die Oberen Schwarzjuratone nicht mit Bestimmtheit einer der Gruppen zuzuordnen. Wie bereits in *Abb. 8.1.1.1* (s.o.) gezeigt, lassen sich insbesondere die Psilonotentone sowie die Oberen und Unteren Schwarzjuratone eher mit den tonreichen Schichten des Keuper korrelieren.

Braunjuraschichten

Die Schichten des Braunen Jura weisen insgesamt ebenfalls große Gemeinsamkeiten auf (*Abb. 8.1.1.4*). Die einzelnen Blöcke (z.B. Gruppe Wedelsandstein, Humphriesi-Oolith, Blagdeni-Schichten, Hamitenton) unterscheiden sich geochemisch nur wenig, so daß auch unterschiedlich angesprochene Gesteinsarten (Sandsteine, Tone, Oolithe) fast beliebig assoziiert werden können. Die Gruppenbildungen lassen somit keine eindeutigen Schlüsse zu.

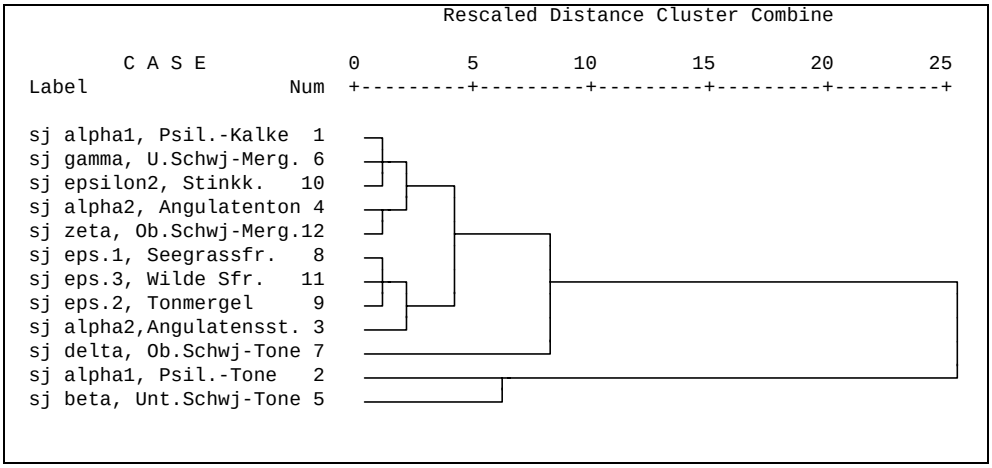


Abb. 8.1.1.3: Dendrogramm der Clusteranalyse von Schwarzjuraschichten auf Basis der Gesamtgehalte der Elemente

Als markant unterschiedlicher Block treten lediglich der Untere Donzdorfer Sandstein sowie Personatensandstein und Opalinuston auf. Dies liegt in der Hauptsache an den gegenüber den restlichen Braunjuraschichten deutlich geringeren Gehalten an Ca, wobei Unterer Donzdorfer- und Personatensandstein ähnlich geringe Gehalte aufweisen (mind. um den Faktor 10 niedriger als übrige Schichten). Der Opalinuston ist zudem das einzige Gestein des Braunen Jura, in dem Cd-Gehalte oberhalb der Nachweisgrenze gemessen wurden.

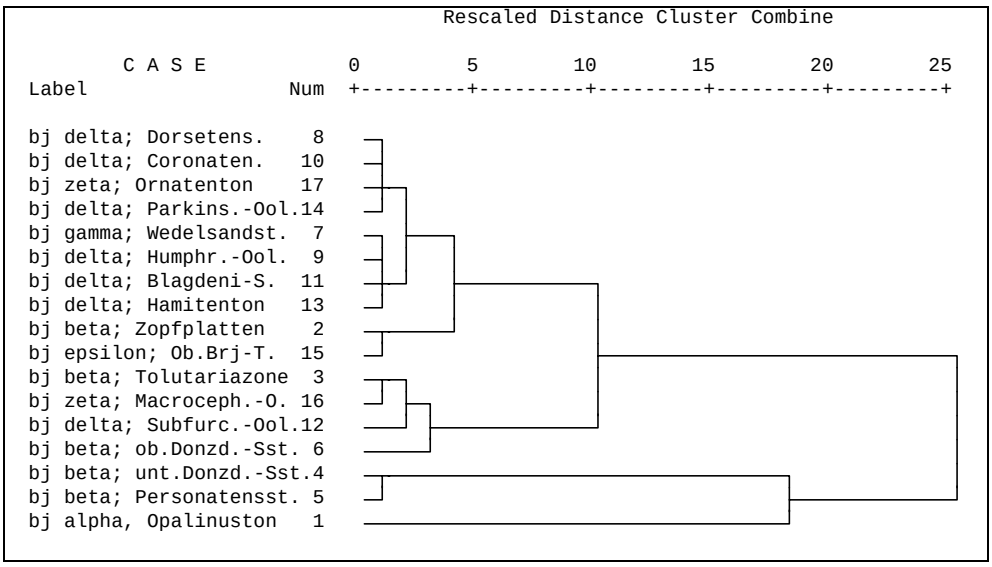


Abb. 8.1.1.4: Dendrogramm der Clusteranalyse von Braunjuraschichten auf Basis der Gesamtgehalte der Elemente

Zusammenfassung

Die Schichten innerhalb der stratigraphischen Serien und ihre übereinstimmenden Merkmale lassen sich, bezogen auf die o.a. Clusteranalysen, jeweils in Ähnlichkeitsgruppen zusammenfassen. Die für diese Ähnlichkeitsgruppen maßgebenden Elementassoziationen sind mit angeführt:

Keuper	3 Ähnlichkeitsgruppen:	1. sulfatbedingt (v.a. Gips) 2. tonreich (v.a. mit Fe, Cd) 3. tonmergelig (v.a. Al, Ca, Fe)
Schwarzer Jura	2 Ähnlichkeitsgruppen:	1. Tonschiefer d. Lias ε (generelle Übereinstimmung mit Ausnahme der Stinkkalke) 2. stark kalkhaltig (v.a. Ca)
Brauner Jura	mehrere Blöcke ohne eindeutige Ähnlichkeitsmerkmale	

8.1.2. Korrelationsanalyse der Elementgesamtgehalte über alle Schichten

Im Gegensatz zum Vergleich der Gemeinsamkeit von Merkmalen der untersuchten Schichten mittels Clusteranalyse werden im folgenden anhand einer einfachen Korrelationsanalyse Ähnlichkeiten im Verhalten der einzelnen Elemente geprüft. Die Prüfung erfolgt an dieser Stelle zunächst unter Einbeziehung der mittleren Elementgehalte aller Schichten, d.h. ohne stratigraphische Differenzierung (siehe dazu Abschnitt 8.1.3.). Dabei sind jedem Element im Idealfall 53 Meßwerte (= max. Anzahl der Schichten) zugeordnet.

Die durch Korrelationen belegten Kombinationen der Hauptelemente lassen sich meist auf mineralogische Gegebenheiten zurückführen. So sind Aluminium und Calcium hochsignifikant negativ korreliert, da der Al-Gehalt im wesentlichen den Tonanteil des Gesteins widerspiegelt, während Ca den Kalkanteil bestimmt (siehe *Tab. 8.1.2.1.* und Anhang: *Abb. 8a*). Eine gegensätzliche Beziehung gilt auch für das Verhältnis von Tonanteil und Gips, das die signifikant negative Korrelation von Al mit SO_4 erklärt (vgl. auch *Abb. 8a*, Anhang). Da der Gipsgehalt in vielen Schichten jedoch nur gering bis nicht vorhanden ist, fällt die Korrelation hierbei nicht so deutlich aus.

Aluminium und Kalium zeigen eine hochsignifikante positive Korrelation, die auch graphisch eindeutig belegbar ist (*Abb. 8a*, Anhang). Beide Elemente sind gemeinsame Bestandteile der häufigsten Glimmer (incl. Illit) und Feldspäte (Orthoklase). Al ist auch mit Magnesium hochsignifikant positiv korreliert, was auf die Anwesenheit entsprechender Schichtsilikate (Montmorillonite, Chlorite, Vermiculite) in den tonigeren Sedimentgesteinen hindeutet. Da Kalium und Magnesium Bestandteile von mixed-layer-Tonmineralen sind, zeigt sich auch hierbei eine Korrelation, die jedoch nur schwach ausfällt, weil beide Elemente in unterschiedliche Tonminerale eingebaut werden.

Durch das Vorkommen von mehr oder minder hohen Gipsanteilen in einigen Gesteinen, ergibt sich selbstverständlich eine leichte Korrelation bei Ca/SO_4 (vgl. auch *Abb. 8a*, Anhang). Für das hochsignifikant negative Verhältnis von Calcium und Kalium gilt das bereits bei Al/Ca gesagte. Der Kalkanteil der Gesteine wird durch das äußerst enge Verhältnis von Ca und C-carbonat widergespiegelt.

Tab. 8.1.2.1.: Elementkorrelationen über alle Schichten – Gesamtgehalte der Gesteine

Al / Ca (-)	**Fe / Ni**	**Co / Ni**
Al / K	**Fe / V**	**Co / V**
Al / Mg	K / Mg	**Cr / V**
Al / SO_4 (-)	**K / B**	**Cu / Se**
Al / B	**K / Ba**	**Ni / As**
Al / Ba	**Mg / B**	**Ni / Cr**
Ca / C-carb.	Mg / Se (-)	**Ni / Cu**
Ca / K (-)	**Mn / Co**	**Ni / Se**
Ca / SO_4	**Mn / Ni**	**Ni / V**
Ca / B (-)	SO_4 / B (-)	**Zn / Cd**
Ca / Ba (-)	Cd / As	**Zn / Cu**
Fe / Mn	**Cd / Ni**	Zn / Hg
Fe / As	**Cd / Se**	**Zn / Ni**
Fe / Cd	**Cd / V**	**Zn / Se**
Fe / Co	**Co / As**	**Zn / V**
Fe / Cr	**Co / Cr**	

Fettdruck = hochsignifikant korreliert, Normaldruck = signifikant korreliert, (-) = negativ korreliert

Die zahlreichen gemeinsamen physikalisch-chemischen Eigenschaften von Eisen und Mangan führen schließlich ebenfalls zu einer deutlichen Korrelation (*Abb. 8a*, Anhang). Dies beruht wohl in erster Linie auf dem gemeinsamen Auftreten von Fe- und Mn-Oxiden/-Hydroxiden.

Ähnlich den Hauptelementen verweisen die Korrelationen der Spurenelemente auf bekannte Mineralisationen bzw. gemeinsame Bindungsformen.

Die sehr deutliche Beziehung zwischen Zink und Cadmium (vgl. auch *Abb. 8a*, Anhang) beruht auf deren enger chemischer Verwandtschaft sowie der Vergesellschaftung des Cd mit Zinkmineralen (insbesondere mit Sphalerit [ZnS] und Smithsonit [$ZnCO_3$], reine Cd-Minerale sind dagegen selten).

Zink zeigt auch mit Nickel, Vanadium und Kupfer hochsignifikante Korrelationen. Dabei sollten insbesondere die sulfidischen Bindungsformen sowie die Fixierung an Tonminerale eine große Rolle spielen. Durch Korrelationen belegt ist allerdings nur die ebenfalls mineralogisch bekannte gemeinsame Bindung an Eisen- und Manganoxide (zur Beziehung von Cu und Zn zu Sulfid vgl. jedoch Abschnitt 8.1.4.).

Das Selen kommt in der Regel mit Schwefel und Kupfer, Nickel sowie anderen Metallen vergesellschaftet vor. Zudem vertritt Se den Schwefel im Mittel im Verhältnis 1:6000 und bildet Metallselenide. Diese Faktoren bestimmen auch das deutliche Korrelationsverhalten von Selen mit Zn, Cd, Ni und Cu.

Den hochsignifikanten Nickelkorrelationen mit Cd, V und Cu (vgl. auch *Abb. 8a*, Anhang) liegen die bereits für Zink erwähnten Beziehungen mit Ni, V, Cu und Cd (auch Cd/V, Co/V) zugrunde. Cobalt kommt zumeist mit Ni vergesellschaftet vor, was deren sehr enge Korrelation verdeutlicht.

Arsenverbindungen enthalten oft andere Metalle wie z.B. Nickel oder Eisen [SAVORY & WILLS 1984]. Dies zeigt sich auch in den (hoch-) signifikanten Korrelationen Ni/As, Fe/As und Cd/As. Auch die deutliche Korrelation von Arsen mit Cobalt wird erklärbar, wenn man berücksichtigt, daß Co, ebenso wie Ni, ein Bestandteil von z.B. Skutterudit [(Co, Ni, Fe) As_3] ist, und Co und Ni auch im Skorodit [$FeAsO_4 \cdot 2H_2O$] häufig anzutreffen sind.

Chrom kommt hauptsächlich als Chromit [$FeCr_2O_4$] vor, was die deutliche Fe/Cr-Korrelation erklärt. Darüber hinaus zeigt Cr eine sehr enge Korrelation mit Vanadium (siehe *Abb. 8a*, Anhang). Dies wird einerseits bedingt durch das Vorhandensein von V in praktisch allen Chrommineralen, andererseits durch die gemeinsame Bindung an Tonen, die allerdings bei der hier vorgenommenen Übersichtsbetrachtung nicht durch Korrelationen belegt ist (vgl. jedoch Abschnitt 8.1.3.: Keuperschichten). Der Ersatz von Chrom durch Vanadium geht bis zur Bildung des eigenständigen Minerals Coulsonit [FeV_2O_4]. Hieraus ergibt sich wiederum die Fe/V-Beziehung. Allgemein ersetzt 3-wertiges Cr das Fe^{3+} und 2-wertiges V das Fe^{2+}. Die Korrelationen deuten somit auch auf eine mögliche Mischkristallbildung zwischen Chromit und Coulsonit. Die Korrelationen Co/Cr (*Abb. 8a*, Anhang) und Ni/Cr ergeben sich aus der gemeinsamen Bindung an Mn- und Fe-Oxide sowie Tonminerale und dem Einbau in Sulfiden.

Bor weist eine starke Adsorption durch Al-Oxide, Fe-Oxide, organische Substanz und Tonminerale (v.a. Illit und Vermiculit) auf [SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992]. Dies zeigt auch die äußerst enge Korrelation mit Al, K und Mg (vgl. auch *Abb. 8a*, Anhang). Die leichten negativen Korrelationen mit Ca und SO_4 scheinen auf Verdünnungseffekten durch Kalk und/oder Gips zu beruhen.

Eisen korreliert mit einigen Schwermetallen (siehe *Abb. 8a*, Anhang), was sich sowohl auf den Einbau der Elemente in Fe-Sulfide als auch durch adsorptive Bindung an Fe-Oxide oder Fe-reiche Tonminerale zurückführen läßt. Bei gleichzeitiger Korrelation

dieser Schwermetalle mit Mangan ist eine vorherrschende Bindung an Fe-Mn-Oxide zu vermuten. Allerdings können bei sehr hohen Fe-Gehalten die Fe/Cd-Beziehungen auf Schwierigkeiten in der instrumentellen Analytik beruhen, etwa durch Überlagerung der Wellenlängen bei der optischen Detektion in der Plasmaemission (*Pile-up*-Effekt).

Barium weist hochsignifikante Korrelationen zu Al und K auf. Dies beruht auf dem diadochen Ersatz von K durch Ba in Feldspäten und Tonen.

8.1.3. Korrelationsanalysen von Elementgesamtgehalten der nach stratigraphischen Serien getrennten Gesteine

Wie Abschnitt 8.1.2. zeigt, sind die Ergebnisse der Korrelationsanalysen der Datengesamtmenge zwar konsistent mit mineralogisch allgemein bekannten Grundschemata, führen jedoch nicht zu anwendbaren differenzierten Resultaten und nur im Bereich der Spurenelemente zu weiterreichenden Folgerungen.

Bedingt durch die stratigraphischen und petrographischen Inhomogenitäten des Probenmateriales bedürfen die Daten einer entsprechenden Einteilung in Gruppen, um anhand von Korrelationsanalysen Unterschiede bezüglich Stoffbestand und Bindungsformen der Elemente zwischen den stratigraphischen Serien oder verschiedenen Gesteinsarten ermitteln zu können.

Tab. 8.1.3.1.: Elementkorrelationen nach stratigraphischen Serien – Gesamtgehalte der Gesteine

Keuper		**Schwarzer Jura**		**Brauner Jura**	
Al / Fe	**K / Cr**	**Al / Ca (-)**	Mn / Pb	**Al / K**	**Mn / As**
Al / K	**K / Zn**	Al / C-c. (-)	**Na / Mg**	Al / Mg	**Mn / Co**
Al / SO_4 (-)	**Mg / C-c.**	**Al / K**	Na / Ni	**Al / B**	**Mn / Ni**
Al / B	**Mn / Zn**	Al / As	B / Cr	**Al / Cu**	**Na / Mg**
Al / Ba	**Na / Hg**	Al / B	**Cd / Cu**	Al / Pb	Na / B
Al / Cd	Na / V	**Al / Ba**	Cd / Ni	Al / Zn	Na / Se
Al / Cr	SO_4 / Co (-)	**Al / Co**	**Cd / Se**	**Ca / C-carb.**	**As / Se**
Al / V	**B / Cr**	**Al / Cr**	**Cd / V**	**Ca / As**	**B / Cu**
Al / Zn	B / Se (-)	Al / Ni	**Co / Cr**	**Ca / Co**	B / Pb
Ca / C-carb.	**B / Zn**	**Ca / C-carb.**	**Cr / Ba**	**Ca / Ni**	**Co / As**
Ca / K (-)	Ba / Hg	Ca / Co (-)	Cu / As	**Ca / Se**	**Co / Cr**
Ca / SO_4	Cd / Ba	**Ca / Cr (-)**	**Cu / Se**	**C-carb. / Co**	**Co / Ni**
Ca / Cr (-)	**Cd / Hg**	**C-c. / Cr (-)**	Ni / Ba	**C-carb. / Ni**	**Co / Se**
Ca / Ni (-)	**Cr / V**	C-org. / As	Ni / Cr	**C-carb. / As**	Co / V
Ca / V (-)	**Hg / Se**	**C-org. / Cd**	**Ni / Cu**	**C-carb. / Se**	Cr / As
C-c. / Co (-)	**Ni / Cr**	**C-org. / Cu**	**Ni / V**	Fe / C-carb.	**Cr / Se**
C-c. / Ni	Ni / V	C-org. / Ni	V / As	Fe / Mn	**Cr / V**
Fe / K	**Pb / Co**	**C-org. / Se**	**V / Cu**	Fe / Co	**Ni / As**
Fe / SO_4 (-)	V / Ba	**C-org. / V**	**V / Se**	**Fe / Cr**	**Ni / Cr**
Fe / B	Zn / Ba	C-org. / Zn	**Zn / Cd**	**Fe / Ni**	Pb / Ba
Fe / Ba	**Zn / Cd**	K / Ba	**Zn / Cu**	**Fe / V**	Pb / Cu
Fe / Cd	**Zn / Hg**	K / C-org.	**Zn / Ni**	**K / B**	Zn / Se
Fe / Cr	Zn / Ni	**K / Cr**	**Zn / V**	K / Cu	
Fe / Zn	**Zn / V**	**K / Ni**		K / Zn	
K / B		K / Zn		Mg / B	

Fettdruck = hochsignifikant korreliert, Normaldruck = signifikant korreliert, (-) = negativ korreliert

Insbesondere die Bindungsformen der Schwermetalle sind dabei für die Wiederverwendung des Gesteins von besonderem Interesse, da sie direkte Rückschlüsse auf das Gefährdungspotential des Materials zulassen. Untersuchungen mittels sequentieller Elutionen zur Bestimmung der Bindungsformen [etwa nach TESSIER et al. (1979), FÖRSTNER & CALMANO (1982), JACOB et al. (1990)] wären aufgrund der großen Probenanzahl sowie des Aufwandes bei der Probenaufbereitung im vorliegenden Fall wenig effizient. Korrelationen bieten diesbezüglich den weitaus schnelleren Lösungsweg.

Im folgenden sollen die Elementgesamtgehalte der Schichten mittels verschiedener Korrelationsanalysen getrennt nach den stratigraphischen Serien Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura untersucht werden (die übrigen Serien müssen aufgrund einer jeweils zu geringen Anzahl an Schichten entfallen). Neben einer einfachen Korrelation erfolgen für jede Serie auch eine Cluster- und Faktorenanalyse. Ziel der Analysen ist einerseits die Verifizierung von Elementgemeinsamkeiten und Bindungsformen innerhalb der stratigraphischen Serien, andererseits der Versuch, entsprechende Unterschiede zwischen diesen Serien herauszuarbeiten.

Tab. 8.1.3.1. zeigt die Ergebnisse der paarweisen Elementkorrelationen, getrennt nach den stratigraphischen Serien (= statistischen Gruppen) Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura.

Keuperschichten

Die hochsignifikante Korrelation Ca/SO_4 in den Keuperschichten und die entsprechende starke Übereinstimmung im Dendrogramm der geclusterten Elementgesamtgehalte des Keuper (*Abb. 8.1.3.1*) sowie in Faktor 1 der Faktorenanalyse (vgl. *Tab. 8.1.3.2.*, s.u.) charakterisieren den dort verstärkt auftretenden Gips (Gipskeuperschichten). Diese Beziehung ist in den anderen stratigraphischen Serien nicht zu beobachten. Dagegen sind kalkhaltige Gesteine in allen drei statistischen Gruppen vertreten, so daß sich die entsprechenden Ca/C-carb.-Korrelationen auch für alle Serien generell nachweisen lassen (für den Braunen Jura auch in der Clusteranalyse, vgl. *Abb. 8.1.3.3*: Ähnlichkeitsgruppe Ca-C-ges.). Eine Mg/C-carb.-Beziehung ist dagegen nur für den Keuper zu verifizieren. Dies läßt auf Dolomit in den Keuperschichten schließen, was durch die Ergebnisse der Röntgenaufnahmen z.T. bestätigt wird (siehe Abschnitt 7.8.). Die für Dolomit zu erwartende Ca/Mg-Korrelation tritt allerdings nicht auf, was auf eine Elementüberlagerung durch Gips und/oder Tone zurückzuführen wäre.

Im Keuper sind die Elementkombinationen Al/Fe (vgl. auch *Abb. 8b*, Anhang), Al/K und Fe/K hochsignifikant korreliert. Dies deutet auf Fe-Chlorite und /oder Illit in dieser stratigraphischen Serie, wie in Abschnitt 7.8. belegt.

Die negativen signifikanten Korrelationen Al/SO_4, Ca/K und Fe/SO_4 im Keuper zeigen einen Verdünnungseffekt bei den Tonsteinen (v.a. Illit oder Fe-Chlorit, s.o.) durch Karbonate und Sulfate. Das gegenläufige Fe/SO_4-Verhältnis läßt überdies auf das Fehlen von Fe-Sulfiden in einem Großteil der Keuperschichten schließen.

Auffällig sind die verstärkt auftretenden Korrelationen Ba/Schwermetall (Zn, Cd, V, Hg). Ba selbst ist wiederum mit Al korreliert (s.u.). Somit verweist die Beziehung der SM zu Ba auf die Tone der Keupergesteine, da sowohl Ba als auch Zn, Cd und V als Spurenelemente in einer Reihe von Tonmineralen zu finden sind [RÖSLER & LANGE 1976]. Ebenso sind die hochsignifikanten Korrelationen von Zink mit Aluminium, Kalium, Eisen und Mangan im Keuper zu erklären (siehe auch *Abb. 8b*, Anhang).

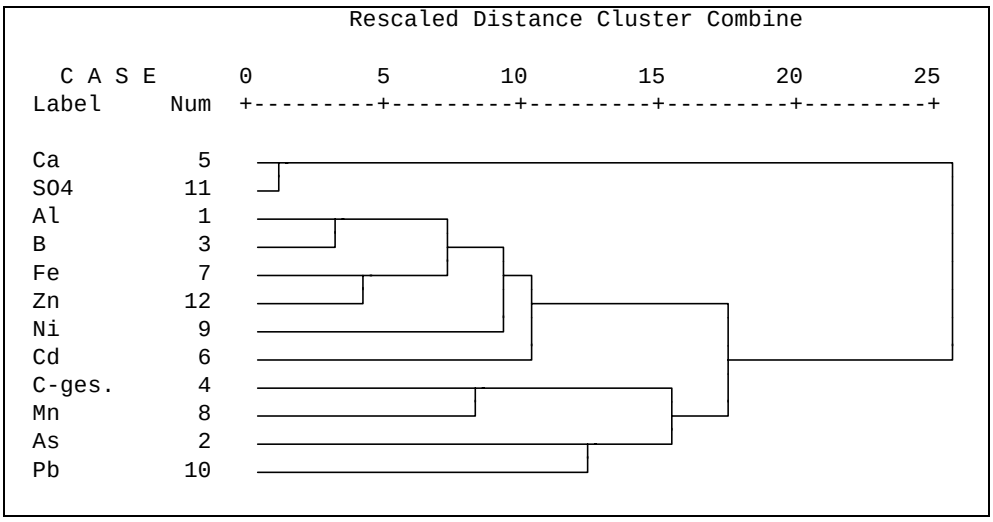


Abb. 8.1.3.1: Dendrogramm der Clusteranalyse von Elementgesamtgehalten im Keuper

Aus den Korrelationen und der Clusteranalyse (*Abb. 8.1.3.1*) ist zu ersehen, daß Bor in den Keuperschichten hochsignifikant sowohl mit Aluminium als auch mit Eisen korreliert und damit an die Tonmineralе gebunden ist. Insgesamt entstammen im Keuper Bor, Zink, Cadmium, Chrom, Nickel und Barium hauptsächlich Fe-reichen Tonmineralen (**Cd, Cr, Ba**: Korrelationen sowohl mit Al als auch Fe und z.T. K; vgl. auch *Abb. 8b*, Anhang. **Zn, Cd, Ni**: Übereinstimmungen im Keuper-Dendrogramm für Fe/Zn, Fe/Cd und Ni/Fe/Al/B; vgl. *Abb. 8.1.3.1*). Dies wird für B, Ni und Zn auch durch die Faktorenanalyse der Keuperschichten belegt (vgl. *Tab. 8.1.3.2.*), in der Faktor 1 eine Assoziation Ni-Al-Zn aufweist, zu der auch noch Fe und B hinzuzurechnen sind.

Tab. 8.1.3.2.: Rotierte Faktormatrix der Faktorenanalyse von Elementgesamtgehalten der Keuperschichten (Elementauswahl entsprechend Kap. 8. c) Faktorenanalyse). As ist keinem Faktor zuzurechnen und wurde daher nicht berücksichtigt.

	Faktor 1	Faktor 2	Faktor 3	Faktor 4
Ca	-0,92	-0,12	0,11	-0,07
SO_4	-0,89	-0,12	-0,29	0,02
Ni	0,79	0,11	-0,22	0,05
Al	0,65	0,58	0,18	-0,25
Zn	0,65	0,52	0,17	0,30
Cd	0,02	0,92	-0,16	0,05
Fe	0,53	0,74	0,12	0,01
C-ges.	-0,04	-0,07	0,95	-0,01
Mn	0,13	0,14	0,63	0,68
Pb	0,19	0,10	-0,03	0,67
B	0,48	0,46	0,07	-0,63
Eigenwert	4,92	1,87	1,23	1,13

Diese Beziehungen in der Faktorenanalyse bestätigen somit das Vorhandensein von Fe-Chloriten in den Gesteinen des Keuper (z.B. Bochinger Horizont, siehe *Tab. 7.8.3.*). Letztlich kann Faktor 1 hier also auch als Tonmineralanteil und adsorptive Bindung von Schwermetallen an Tonminerale bezeichnet werden. Wie der hohe Eigenwert von Faktor 1 bei gleichzeitiger negativer Assoziation mit Ca und SO_4 belegt, sind die Keupergesteine damit ganz überwiegend durch den Gegensatz Sulfat – Tonanteile dominiert.

Der zweite Faktor in *Tab. 8.1.3.2.* wird durch die Gemeinsamkeit von Eisen und Cadmium bestimmt. Ausschlaggebend dürfte hier die adsorptive Bindung des Cd an Fe-Tonminerale sein. Dafür spricht auch die gleichzeitige, allerdings etwas schwächere, Beziehung zu Al und Zn. Somit handelt es sich hierbei erneut um einen Tonfaktor, der durch einen Adsorptionsfaktor ergänzt wird. Nicht auszuschließen wäre jedoch auch eine adsorptive Bindung des Cd an Fe-Oxide/Hydroxide, wie z.B. Goethit [FORBES et al. 1976].

Die Übereinstimmungen von Mangan und C-ges. sind charakteristisch für den dritten Faktor in der Faktorenanalyse der Keuperschichten. Dieser Zusammenhang zeigt sich ebenfalls im Keuper-Dendrogramm (*Abb. 8.1.3.1*) und spricht für eine karbonatische Bindung von Mn (z.B. Ankerit), was sich aus den Einzelkorrelationen nicht ersehen läßt. Ähnliches gilt für Faktor 4, der Mangan und Blei (Pb an Mn-Oxide gebunden) sowie, mit gegenläufigem Verhalten, Bor in Beziehung setzt. Diese beiden letzten Faktoren spielen jedoch nur eine untergeordnete Rolle (siehe Eigenwerte) und sind somit bei der Betrachtung der Elementbeziehungen eher zu vernachlässigen.

Vanadium ist im Keuper ebenfalls an die Tone gebunden (Korrelation Al/V), worauf auch die Na/V-Korrelation zurückzuführen sein dürfte (gemeinsames Auftreten in Tonmineralen). Das Vorhandensein von Sulfaten und Karbonaten führt bei Co, Cr und V zu einer Abnahme der Gehalte (Verdünnungseffekt; negative Korrelationen mit Ca, SO_4 und C-carbonat).

Für die deutliche Korrelation von Natrium mit Quecksilber in den evaporitischen Keuperschichten (Gipskeuper) könnten Restanteile von NaCl verantwortlich sein, welche Cl^--Ionen zur Stabilisierung für das Hg bereitstellen (Bildung von Hg(I)-Chlorid). So sind unter einer ganzen Reihe stabiler Hg-Cl-Mineralisationen der Terlinguait [$2HgO \cdot Hg_2Cl_2$] und Kalomel [α - Hg_2Cl_2] am bekanntesten.

Aus der gemeinsamen Betrachtung von Korrelationen, Cluster- und Faktorenanalyse bleibt insgesamt festzustellen, daß der hauptsächliche Faktor in den Keuperschichten der Tonanteil und das durch ihn gesteuerte adsorptive Verhalten einiger Schwermetalle ist. Wie weiter oben beschrieben und röntgenographisch belegt (siehe Abschnitt 7.8.), sind dabei besonders die Fe-Tonminerale (Chlorite) und Illit hervorzuheben. Gegenläufig zu diesem Tonanteil sind die Gips- und Kalkgehalte.

Schwarzjuraschichten

Die große petrographische Variabilität des Schwarzen Jura im Bereich Kalk-Mergel-Ton führt zu einer sehr deutlichen negativen Al/Ca-Korrelation. Im Gegensatz zu den Keuperschichten spielen Sulfatsedimente hier keine Rolle. Somit wird die Zusammensetzung der Schichten durch ein gegenläufiges Ton-/Kalk-Verhältnis repräsentiert. Dies wird noch von der negativen Al/C-carb.-Beziehung unterstrichen und durch Faktor 2 der Faktorenanalyse (vgl. *Tab. 8.1.3.3.*) bestätigt.

Die im Schwarzen Jura auftretende hochsignifikante Korrelation von Na/Mg weist deutlich auf das Vorhandensein von Montmorillonit in den Gesteinen

dieser Serie. Die hochsignifikante Al/K-Korrelation läßt daneben auch Illit vermuten (siehe *Tab. 8.1.3.1.*).

Zink, Cobalt, Nickel, Chrom, Barium und Arsen sind im Schwarzen Jura z.T. an die Tone gebunden (Korrelationen mit Al und/oder K). Bei kalkhaltigeren Gesteinen reduzieren sich die Cobalt- und Chromgehalte, was sich in den negativen Korrelationen dieser Elemente mit Calcium (Co) bzw. Calcium und C-carbonat (Cr) niederschlägt. In einigen Schwarzjuragesteinen scheint Blei an Manganoxide gebunden zu sein (Korrelation Mn/Pb).

In der Faktorenanalyse ist Faktor 1 der maßgebende Indikator für die Elementbeziehungen in den Schwarzjuraschichten (Eigenwert = 4,1, siehe *Tab. 8.1.3.3.*). Dieser wird bestimmt durch die positiven Beziehungen von Ni, Zn, Cd, Fe und SO_4 sowie etwas weniger deutlich auch As. In diesen Gesteinen sind neben Fe offensichtlich die Schwermetalle Nickel, Zink, Cadmium und z.T. As als Fe-Sulfide gebunden, die insbesondere in den Schwarzschiefern in größeren Anteilen vorhanden sind (z.B. Pyrit in den Unteren Schwarzjuramergeln, vgl. *Tab. 7.8.5.*). Dieser Befund wird durch die Clusteranalyse gestützt (vgl. *Abb. 8.1.3.2*), welche die gleiche Gruppierung zeigt. Zu dieser Gruppe assoziiert sich auf Faktor 1 der Kohlenstoff, allerdings ohne Ca. Dies verweist auf den organischen Teil des Kohlenstoffs in Verbindung mit den Sulfiden (siehe auch enge Beziehung von C und SO_4 in der Clusteranalyse, *Abb. 8.1.3.2*) und somit auf reduzierende Bedingungen bei der Bildung des Sediments. Entsprechend finden sich auch (hoch-) signifikante Korrelationen von C-org. mit Zn, Cd, Ni, Cu, V, As und Se (siehe *Tab. 8.1.3.1.*)

Der Zweite Faktor belegt den Zusammenhang der kalkbildenden Komponenten, ohne daß weitere Elemente mit Kalk assoziiert wären. Die negative Beziehung zu Al bedarf nach den vorhergehenden Diskussionen keiner weiteren Erklärung. Der Kalkanteil scheint somit keinen Einfluß auf die Schwermetallgehalte des Sediments zu haben.

Tab. 8.1.3.3.: Rotierte Faktormatrix der Faktorenanalyse von Elementgesamtgehalten der Schwarzjuraschichten.

	Faktor 1	Faktor 2	Faktor 3	Faktor 4
Ni	0,90	-0,09	-0,08	0,19
Zn	0,85	0,05	-0,01	-0,08
Cd	0,80	0,09	0,26	0,11
Fe	0,79	-0,26	-0,04	0,09
SO_4	0,60	0,37	0,56	0,06
Ca	-0,01	0,89	-0,16	-0,24
Al	0,20	-0,86	-0,12	0,12
C-ges.	0,59	0,69	0,26	-0,001
Mn	0,23	-0,15	-0,85	-0,20
As	0,43	-0,35	0,71	-0,15
B	-0,04	-0,24	-0,10	0,83
Pb	0,27	-0,05	0,28	0,70
Eigenwert	4,17	2,66	1,60	1,04

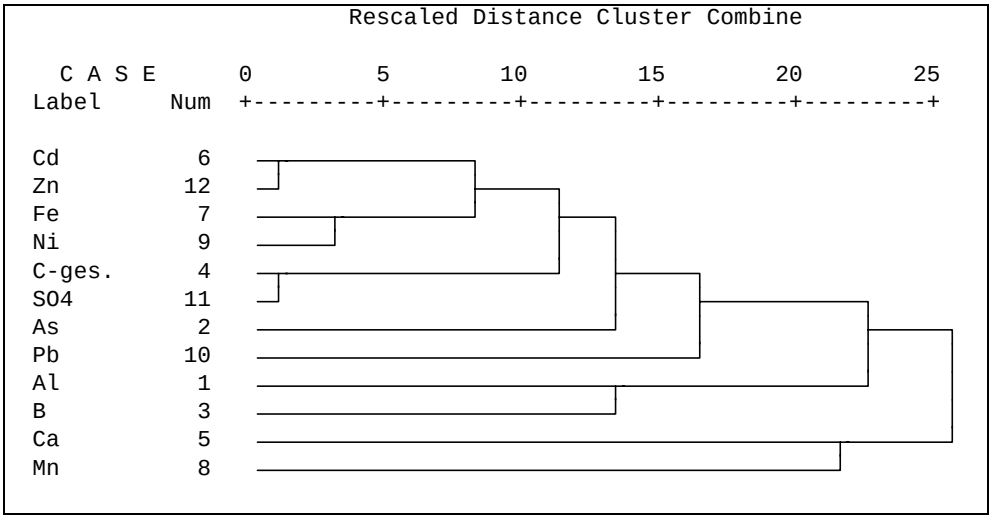


Abb. 8.1.3.2: Dendrogramm der Clusteranalyse von Elementgesamtgehalten im Schwarzen Jura

Der dritte Faktor in der Faktorenanalyse der Schwarzjuraschichten stellt As in gegensätzliche Beziehung zu Mn. Mangan steht hier für eine oxidische Bindung, während Arsen eher sulfidisch gebunden ist (z.T. auch an Tonminerale, siehe Korrelation) und zeigt somit, daß der Schwarze Jura, im Gegensatz zum Braunen Jura (vgl. *Tab. 8.1.3.4.*), kaum oxidische Bindungsformen aufweist. Der Eigenwert von Faktor 4 ist nur gering, so daß ihm hier keine Relevanz zugemessen wird.

Die Korrelationen belegen für den Schwarzen Jura die Bindung der SM an Sulfide, Tonminerale und organischen Kohlenstoff.

Braunjuraschichten

Im Braunen Jura ist eine hochsignifikante Al/K-Korrelation zu beobachten, die für ein Auftreten von Illit spricht. Die leichte Al/Mg-Korrelation deutet zudem auf die Anwesenheit von Chloriten (*Tab. 8.1.3.1.*).

Wie die enge Fe/Mn-Korrelation (vgl. *Tab. 8.1.3.1.*) zeigt, weisen die gröberklastischen sandigeren Schichten des Braunen Jura offenbar einen höheren Anteil an Eisen-/Mangan-Oxiden/-Hydroxiden auf als die anderen Serien. Ein Vergleich der Durchschnittlichen Fe- und Mn-Gehalte der stratigraphischen Serien mag dies belegen:

strat. Serie	mittlerer Fe-Gehalt (mg/kg)	mittlerer Mn-Gehalt (mg/kg)
Keuper	21309	465
Schwarzer Jura	26285	641
Brauner Jura	44686	735

Die zusätzliche Fe/C-carb.-Korrelation, die das Vorhandensein von Sideriten im Braunen Jura nahelegt, verweist in Verbindung mit dem Fe/Mn-Verhältnis auch auf eine gemeinsame Herkunft der Oxide aus teilweise zersetztem Ankerit [Ca (Mg, Fe, Mn) $(CO_3)_2$]. Für diesen Umstand sprechen überdies die Elementbeziehungen von Faktor 1 der Braunjura-Faktorenanalyse (siehe *Tab. 8.1.3.4.*). Sie charakterisieren sehr gut eine karbonatische Bindungsform entsprechend Ankerit, da dieser nicht nur aus Ca, Mn, Fe und CO_3 besteht, sondern auch Ni als Spurenelement enthält [RÖSLER & LANGE 1976].

Tab. 8.1.3.4.: Rotierte Faktormatrix der Faktorenanalyse von Elementgesamtgehalten der Braunjuraschichten.

	Faktor 1	Faktor 2	Faktor 3
C-ges.	0,88	0,08	-0,04
Ca	0,84	-0,23	-0,08
Mn	0,80	0,001	-0,06
As	0,75	-0,08	0,35
Fe	0,53	0,25	0,36
Al	-0,05	0,92	0,08
Cd	-0,03	0,89	-0,13
B	-0,01	0,88	0,08
Zn	0,08	0,52	0,02
SO_4	0,004	-0,12	0,85
Ni	0,55	0,12	0,65
Pb	-0,26	0,46	0,49
Eigenwert	3,52	3,13	1,46

Daneben ist der Faktor aber auch als gemeinsames Auftreten von karbonatischen und oxidischen Mineralisationen zu deuten. Diese Interpretation stimmt mit den Feldbefunden überein, wonach Karbonate mit Fe-Mn-Oxiden vergesellschaftet auftreten. Da neben Ni auch As dem Faktor 1 zuzurechnen ist, wären diese dann eher als an die oxidischen Phasen gebunden zu deuten. Die Bindung von Ni und As an Fe-Mn-Oxide wird neben der Faktoren- auch durch die Clusteranalyse (Ähnlichkeitsgruppe As - Mn - Ni (-Fe), vgl. Dendrogramm *Abb. 8.1.3.3*) sowie den Einzelkorrelationen (*Tab. 8.1.3.1.*) bestätigt. Letztere zeigen den selben Sachverhalt auch für Cobalt, Chrom und Vanadium ((hoch-) signifikante Korrelationen mit Fe und Mn, siehe auch *Abb. 8b*, Anhang). Wichtig sind hierbei die Fe-Oolithe.

Faktor 2 der Faktorenanalyse (*Tab. 8.1.3.4.*) belegt die Bindung von Bor, Zink und Cadmium an die Tonminerale (Assoziation mit Al). Wie die Korrelationen zeigen, gilt dies auch für Blei und Kupfer (Beziehungen zu Al und z.T. K, vgl. *Tab. 8.1.3.1.*).

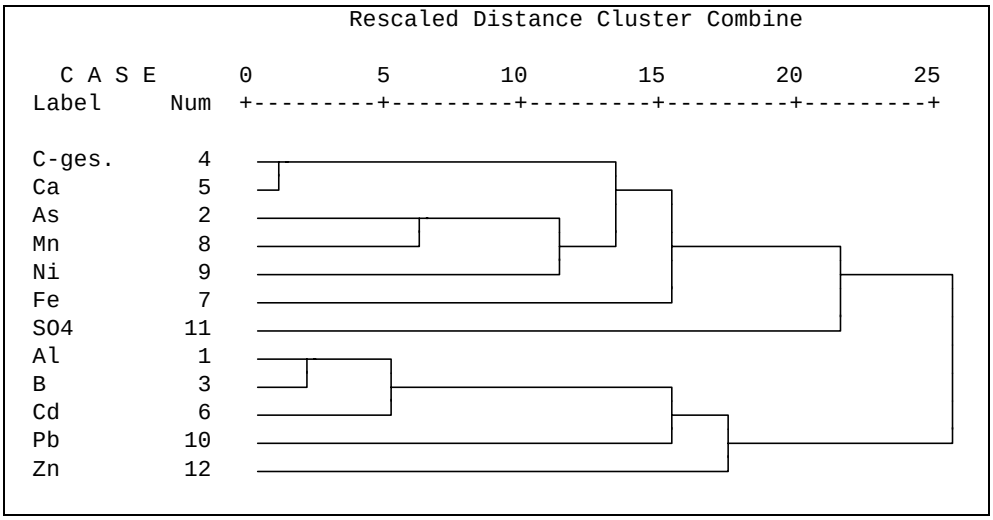


Abb. 8.1.3.3: Dendrogramm der Clusteranalyse von Elementgesamtgehalten im Braunen Jura

Cobalt, Nickel, Arsen und Selen könnten z.T. auch an Ca-reiche Tonminerale oder karbonatisch gebunden sein (Korrelationen mit Ca, *Tab. 8.1.3.1.*), wobei eine Assoziation von As und Se etwa als Calciumarsenat bzw. Calciumselenit möglich wäre. Allerdings verweisen die bei diesen vier Elementen ebenfalls auftretenden Korrelationen zu C-carbonat eher auf ein lediglich gleichzeitiges Vorkommen mit $CaCO_3$ (siehe auch Faktorenanalyse).

Die Kombination Ni-Pb-SO_4 im dritten Faktor der Faktorenanalyse legt einen gewissen Einfluß von sulfidischer Bindung auf Ni und Pb nahe (z.B. Pyrit, siehe *Tab. 7.8.4.*). Diese Bindungsform dürfte aufgrund des geringen Eigenwertes von Faktor 3 (1,46) jedoch nur von untergeordneter Bedeutung sein.

Eine Na/Se-Korrelation im Braunen Jura resultiert aus den sandigen Mergeln, in denen sie hochsignifikant vorliegt. Diese Na/Se-Assoziation dürfte auf die Se-Stabilisierung durch Na als gering lösliches Na-Selenit zurückzuführen sein.

Zusammenfassung

Zusammenfassend lassen die Korrelationen folgende mineralische Bindungsformen für die jeweiligen stratigraphischen Serien erkennen (wesentliche Bestandteile in Fettdruck):

Keuper	Schwarzer Jura	Brauner Jura
Fe-Chlorite **Illit** **Gips** **Ca-Karbonate** Mn-Karbonat Dolomit Mn-Oxide Na-Salze	**Fe-Sulfide** **Illit** **Montmorillonit** **Ca-Karbonate** Mn-Oxide	**Fe-Mn-Oxide/Hydroxide** **Ca-Karbonate** Siderit Ankerit Illit Chlorit Sulfide Na-Selenit

Darüber hinaus ergeben die Befunde der Korrelationsanalysen eine einfache Charakterisierung der stratigraphischen Serien hinsichtlich ihrer hauptsächlichen Schwermetall-Bindungsformen:

	Schwermetalle gebunden an:			
	Tonminerale (adsorptiv)	Sulfide	C-org. (adsorptiv)	Fe-Mn-Oxide
Keuper	+ +	–	–	–
Schwarzer Jura	+	+ +	+	–
Brauner Jura	+	–	–	+ +

Für die Wiederverwertung der Gesteine bedeutet dies eine überwiegende Gefährdung durch Keuper- und insbesondere Schwarzjuraschichten. Adsorptiv an Tonminerale gebundene SM wie im Keuper lassen sich in der Regel durch einwirkende Wässer recht leicht mobilisieren. Darüber hinaus können im Keuper auch hohe Salzlasten, insbesondere gelöste Sulfate, zu einer vermehrten Freisetzung der adsorptiv gebundenen SM-Ionen führen. Dies ist v.a. abhängig vom jeweiligen Grad der Adsorption, da fließende Übergänge von nur schwacher Anlagerung der Ionen bis zum Einbau in Kristallgitter möglich sind.

Besonders problematisch sind die Schwarzjuragesteine, da zusätzlich zu den stabilen sulfidischen

leicht eluierbare adsorptive Bindungen an C-org. vorliegen. Unter dem Einfluß der Verwitterung wird neben Sulfid auch C-org. oxidiert und somit die schwache adsorptive Bindung aufgelöst. Über die Freisetzung der sulfidisch gebundenen SM während der verwitterungsbedingten Sulfatbildung hinaus bewirkt der gleichzeitig durch Sulfatlösung entstehende saure pH eine effiziente SM-Freisetzung aus den Tonmineralen.

Die vorwiegend oxidisch/hydroxidisch gebundenen SM im Braunen Jura stellen aufgrund ihrer stabileren Bindung ein eher geringeres Risiko bei der Wiederverwendung der Gesteine dar.

8.1.4. Korrelationen Gesamt- / Eluatgehalte

Die Beziehungen zwischen Gesamt- und Eluatgehalten können Hinweise zu möglichen leicht löslichen Bindungsformen der Elemente liefern. Dies geschieht hier zunächst wiederum mittels einer einfachen Korrelationsanalyse über alle Schichten. Dabei sind zwei sinnvolle Kombinationsmöglichkeiten zu überprüfen:

- Korrelation d. Gesamtgehalte d. Hauptelemente mit den Eluatgehalten der Spurenelemente.
- Korrelation der Gesamt- und Eluatgehalte eines jeweiligen Elementes.

Da die ganz überwiegende Zahl der Na-Mineralisationen ein hohes Löslichkeitsprodukt aufweist, ist der Befund einer deutlich positiven $Na_{ges.}/Na_{el.}$-Korrelation (*Tab. 8.1.4.2.*) sicherlich trivial. Die hochsignifikante Korrelation von $Na_{ges.}/B_{el.}$ in *Tab. 8.1.4.1.* zeigt, daß das Natrium in den untersuchten Gesteinen zum Teil in marinen Tonen mit hoher B-Adsorptionskapazität (v.a. Illit, siehe auch 7.8.) vorliegt, da bei erhöhten Na-Gehalten solcher Tone immer auch höhere Boranteile gelöst werden können. Generell ist Bor in Sedimentgesteinen hauptsächlich in Illiten und Smectiten vorhanden. Bedingt durch den hohen Borgehalt des Meerwassers (im Durchschnitt 4,6mg/l), sind insbesondere Tonminerale mariner Herkunft reich an Bor [SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992]. Die fehlende Korrelation $Na_{ges.}/B_{ges.}$ bei den Gesamtgehalten der Gesteine kann darauf zurückgeführt werden, daß das Bor noch in weiteren, schwerer löslichen Verbindungen in den Gesteinen vorkommt, wie z.B. in Turmalinen.

Zink und Kupfer zeigen durch ihre SO_4-Korrelationen eine Bevorzugung der sulfidischen Bindungsform, bei gleichzeitiger relativ guter Löslichkeit aus den durch Aufoxidierung gebildeten Sulfaten.

Tab. 8.1.4.1.: Elementkorrelationen über alle Schichten – Gesamtgehalte Hauptelemente / Eluatgehalte Spurenelemente

Na / B	**SO_4 / Zn**	**SO_4 / Cu**

Fettdruck = hochsignifikant korreliert, Normaldruck = signifikant korreliert, (-) = negativ korreliert

Tab. 8.1.4.2.: Elementkorrelationen über alle Schichten – Gesamt- und Eluatgehalte eines Elementes

Na / Na	**Ca / Ca**	**SO_4 / SO_4**

Fettdruck = hochsignifikant korreliert, Normaldruck = signifikant korreliert, (-) = negativ korreliert

Wie die geochemischen Modellierungen zeigen (siehe Kapitel 10), ist die Gesamtmenge an Gips in den Gesteinsproben für die Ca- und SO_4-Gehalte in den Eluaten unerheblich, da die Ionen stets nur bis zur Wassersättigung in Lösung gehen können. Obwohl somit die Gipsgehalte in der Lösung bei unterschiedlichen Gehalten im Gestein identisch sein sollten, und daher keine signifikanten $Ca_{ges.}/Ca_{el.}$- bzw. $SO_{4ges.}/SO_{4el.}$-Korrelationen entstehen dürften (*Tab. 8.1.4.2.*), liegen die Eluatwerte aus Gesteinen mit geringeren Gipsanteilen zumeist deutlich unterhalb der tatsächlich möglichen wassergesättigten Gehalte. Der Widerspruch löst sich aus der Tatsache, daß geringere Gesamtanteile an Gips, bei gleichzeitiger Gegenwart von Tonen, den einwirkenden Wässern auch eine kleinere Oberfläche zur Lösung darbieten („coating" von Tonen). Dies ist insbesondere bei einer zeitlich begrenzten Einwirkung des Wassers (S4-Versuch) von Relevanz. Neben dem Anteil an Gips spiegelt die $SO_{4ges.}/SO_{4el.}$-Beziehung auch den Anteil oxidierter und dann leicht löslichen Sulfidverbindungen wider.

Um mögliche Unterschiede zwischen den stratigraphischen Serien aufzeigen zu können, werden im folgenden die Korrelationen der Gesamtgehalte der Hauptelemente mit den Eluatgehalten der Spurenelemente noch einmal getrennt nach den Serien Keuper, Schwarzer Jura und Brauner Jura durchgeführt (siehe *Tab. 8.1.4.3.*).

Keuper

Die negativen Korrelationen von Gesamtgehalten an Aluminium, Eisen und Kalium mit den Eluatgehalten verschiedener Schwermetalle im Keuper (*Tab. 8.1.4.3.*) belegen die retardierende Wirkung der Tonminerale gegenüber Laugungsvorgängen. Blei scheint in hohem Maße mit Kalifeldspäten (vgl. km2, *Tab. 7.8.2.*) assoziiert zu sein, da eine positive Korrelation von eluiertem Pb mit Gesamtkalium festzustellen ist. Kupfer und Barium werden wahrscheinlich bei der Lösung von Ca-Sulfaten (Gips), Ca-Feldspäten (Ba) oder Karbonaten vermehrt freigesetzt (hochsignifikante Korrelationen Ca/Cu sowie Ca/Ba).

Schwarzer Jura

Die Gesamtsulfat/$SM_{el.}$-Korrelationen (*Tab. 8.1.4.3.*) spiegeln die vorherrschende sulfidische Bindung der Schwermetalle in diesen Schichten, insbesondere bei Tonen und Schwarzschiefern, wider. Wie die hochsignifikante $Mg_{ges.}/B_{el.}$-Korrelation zeigt, ist das Bor v.a. an Chlorite adsorptiv gebunden.

Tab. 8.1.4.3.: Elementkorrelationen nach stratigraphischen Serien – Gesamtgehalte Hauptelemente / Eluatgehalte Spurenelemente

Keuper	Schwarzer Jura	Brauner Jura
Al / Cr (-)	**Mg / B**	**Al / B**
Al / Cu (-)	SO_4 / Ba	**Al / Pb (-)**
Al / Ni (-)	SO_4 / Cr	Fe / Ni
Ca / Ba	SO_4 / Cu	Fe / Pb (-)
Ca / Cu	SO_4 / Zn	**K / B**
Fe / Cr (-)		**Mg / B**
Fe / Cu (-)		Mg / Pb (-)
K / Cu (-)		**Na / B**
K / Pb		

Fettdruck = hochsignifikant korreliert, Normaldruck = signifikant korreliert, (-) = negativ korreliert

Brauner Jura

In den Schichten des Braunen Jura liegen hochsignifikante Korrelationen von eluiertem Bor mit den Gesamtgehalten von Natrium, Aluminium, Kalium und Magnesium vor (*Tab. 8.1.4.3.*). Dies unterstützt die bereits besprochene Herkunft aus marinen Tonen (Illit, vgl. 7.8.). Die negativen Verhältnisse von $Pb_{el.}$ mit $Al_{ges.}$, $Fe_{ges.}$ und $Mg_{ges.}$ deuten entweder auf eine zunehmende Festlegung des Schwermetalles bei erhöhtem Tonmineral-/Glimmeranteil im Gestein oder auf vorherrschende karbonatische Bindung des Pb. Leicht lösliches Nickel ist offenbar mit Fe-Oxiden assoziiert, wobei v.a. adsorptiv gebundenes Ni eluiert wird (Fe/Ni-Korrelation).

Zusammenfassung

Die Ergebnisse der Gesamtgehalt-/Eluat-Korrelationen belegen größtenteils die Feststellungen der vorhergehenden Untersuchungen. Insbesondere die vorherrschende sulfidische Bindung der Schwermetalle im Schwarzen Jura und das vermehrte Auftreten von Illit finden hier ihre Bestätigung.

Die nachfolgende Übersicht zeigt die Resultate dieser Untersuchung anhand der mineralischen Bindungen einiger Spurenelemente in den verschiedenen stratigraphischen Serien:

	mineralische Bindung
Keuper	Pb in Kalifeldspäten Cu, Ba in Ca-reichen Verbindungen
Schwarzer Jura	SM vorherrschend sulfidisch gebunden B adsorptiv an Chlorite gebunden
Brauner Jura	Ni an Fe-Oxide gebunden

8.2. Gesamtübersicht

Nachfolgende Tabelle zeigt eine zusammenfassende Darstellung der sich aus der Diskussion dieses Kapitels ergebenden Bindungsformen der in den Gesteinen vorkommenden Spurenelemente bzw. Schwermetalle (*Tab. 8.2.1.*). Die Bindungsformen sind insbesondere bei der Wiederverwendung des Materials von Bedeutung, da sie Rückschlüsse auf das Eluierungspotential der toxischen Inhaltsstoffe durch einwirkende Wässer erlauben.

Tab. 8.2.1.: Aus Korrelationsanalysen abgeleitete Bindungsformen der Spurenelemente in den verschiedenen untersuchten Serien

Serie	Schwermetall/Spurenelement	Bindungsform
Keuper	B, Zn, Cd, Cr, Ni, V, Ba, Hg	tonmineralisch
	Zn, Cd, Cr, Ba, B, Ni	an Fe-Chloriten
	Cd	adsorptiv an Fe-Tonmineralen
	Pb	in Kalifeldspäten u. Mn-Oxiden
	Cu, Ba	in Ca-reichen Verbindungen
	Cd	an Fe-Oxide
	Hg	chloridisch
Schwarzer Jura	Cd, Zn, Ni, As	(Fe-) sulfidisch
	Zn, Co, Ni, Cr, Ba, As	tonmineralisch
	Zn, Cd, Ni, Cu, V, As, Se	adsorptiv an C-org.
	B	adsorptiv an Chloriten
	Pb	an Mn-Oxide
Brauner Jura	Co, Ni, Cr, V, As	an (Fe-, Mn-) Oxide/Hydroxide
	B, Zn, Pb, Cd, Cu	tonmineralisch (z.T. Illit)
	Co, Ni, As, Se	an Ca-reichen Tonmineralen
	Ni, Pb	sulfidisch
	Ni	an Ca-Mn-Karbonaten (Ankerit)
	Pb	karbonatisch ?
	Se	aus Na-Selenit ?

9. Vergleichsdaten

Zur besseren Einordnung der gemessenen Elementgehalte dieser Arbeit werden im folgenden Vergleichsdaten anderer Untersuchungen herangezogen. Zusätzlich sind die Eluatwerte den natürlichen Grundwassergehalten gegenübergestellt.

9.1. Elementgesamtgehalte in Gesteinen

Vergleichsdaten a:

Im Auftrag des Umweltamtes Stuttgart untersuchten JAHN et al. (1992) den geogenen Schwermetallbestand der Schichtenfolge des Stadtgebietes von Stuttgart. Die geologische Abfolge reicht dabei vom unteren Keuper bis zum Lias γ des Schwarzen Jura, ist dabei jedoch nicht vollständig. Da für die SM-Gehalte nur der Bereich minimaler bis maximaler Werte der Einzelproben angegeben ist, kann der Vergleich mit den Mittelwerten der vorliegenden Arbeit lediglich unter rein orientierenden Gesichtspunkten erfolgen.

Die Ergebnisse des Gutachtens (vgl. *Tab. 9.1.1.*) stimmen für Zink größtenteils mit den Bestimmungen der Zn-Gesamtgehalte der vorliegenden Untersuchung überein. Lediglich der Grundgips enthält bei JAHN et al. deutlich höhere Zn-Gehalte und ist eher mit den ausgelaugten Gipskeuperschichten dieser Arbeit zu vergleichen. Die Bleiwerte sind ebenfalls recht kongruent, lediglich die Gehalte im Lias fallen bei JAHN et al. z.T. etwas höher aus. Cadmium ist in den meisten Schichten des JAHN-Gutachtens jedoch deutlich geringer vorhanden (ca. Faktor 10 bei den Maximalwerten).

Die Cobaltgehalte in beiden Untersuchungen unterscheiden sich kaum voneinander. Ebenso bewegen sich die Nickelwerte in einem vergleichbaren Rahmen. Bezüglich Chrom liegen die Ergebnisse von JAHN et al. z.T. geringfügig höher. Die Kupfergehalte beider Arbeiten sind für den Lias gut vergleichbar, während die Angaben für den Keuper in der stuttgarter Untersuchung von 1992 teilweise zu stark divergierende Min.-Max.-Bereiche aufweisen, was einen Vergleich erschwert.

Tab. 9.1.1.: Geogener Schwermetallbestand (mg/kg) der Schichtenfolge des Stadtgebietes von Stuttgart (min.-max. Angaben) [*nach JAHN et al. 1992*] – Gesamtgehalte

Schicht	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu
ku	> 7 - 54	6 - 10	> 0,006 - 0,011	8 - 14	15 - 75	43 - 46	11 - 33
km1 Grundgips	4 - 65	—	< 0,003 - 0,53	< 1 - 29	6 - 63	< 1 - 55	< 1 - 32
km1 Dunkelrote Mergel	4 - 64	—	< 0,003 - 0,035	1 - 16	6 - 56	< 1 - 67	< 1 - 11
km1 Mittl. Gipshorizont	33 - 60	—	0,008 - 0,026	2 - 20	18 - 50	< 1 - 63	< 1 - 31
km3o	45 - 75	4 - > 37	> 0,006 - 0,052	8 - 23	16 - 82	39 - 68	3 - 27
km4	13 - 56	2 - > 55	> 0,006 - 0,456	2 - 21	2 - 60	24 - 75	> 0 - 42
km5	16 - 29	—	0,029 - 0,099	6 - 9	22 - 51	< 1 - 56	< 1 - 15
Lias α2	14 - 69	4 - 28	> 0,008 - 0,031	> 4 - 18	4 - 72	33 - 99	2 - 26
Lias β	70 - 101	21 - 26	0,049 - 0,111	11 - 20	39 - 77	73 - 96	21 - 36
Lias γ	> 38 - 85	> 11 - 19	> 0,096 - 0,325	>7 - >10	33 - 42	20 - 21	>12 - 21

Eine Zusammenfassung der Meßergebnisse der Einzelproben bei JAHN et al. (inkl. Extremwerteliminierung und Mittelwertbildung) wäre zum Zweck der besseren Vergleichbarkeit mit anderen Daten wünschenswert gewesen, da bei Min.-Max.-Angaben die Spannweiten der Elementgehalte fast zwangsläufig zu groß ausfallen, so daß Abgleiche mit weiteren Untersuchungen kaum nennenswerte Aussagen zulassen. Auf Arsen oder Quecksilber wurde bei JAHN et al. nicht gemessen.

Vergleichsdaten b:

Eine Untersuchung der Landesanstalt für Umweltschutz Baden-Württemberg (1994) beschäftigt sich mit Schwermetallgehalten in anthropogen unbelasteten Böden aus verschiedenen Ausgangsgesteinen Baden-Württembergs. Hierin wurden die Schichten grob nach ihrer Gesteinsart und Stratigraphie zusammengefaßt (siehe *Tab. 9.1.2.*).

Dabei ergeben sich für Cadmium, im Gegensatz zum vorgenannten Gutachten, durchaus vergleichbare Gehalte mit den Ergebnissen der vorliegenden Arbeit. Die Bleiwerte fallen dagegen etwas höher aus, wobei ein Pb-Eintrag aus der Luft in die Böden trotz weitgehender Vermeidung anthropogener Belastung sicher nicht auszuschließen ist. Die Chromgehalte weisen daneben z.T. fast identische Werte auf. Kupfer unterscheidet sich lediglich in den Gehalten der Keupertonsteine, die in der Untersuchung der LfU teilweise höher ausfallen, während Nickel insgesamt eine deutliche Übereinstimmung zeigt. Auch die Zinkgehalte beider Untersuchungen sind sich zum großen Teil recht ähnlich.

Es gilt jedoch zu beachten, daß die Ergebnisse des LfU aus Böden gewonnen wurden. Rückschlüsse auf das entsprechende Ausgangsgestein sind durch An- oder Abreicherungsprozesse in den Böden insgesamt nur eingeschränkt möglich, was eine Vergleichbarkeit mit direkt aus den Gesteinen gemessenen Elementgehalten erschwert.

Vergleichsdaten c:

Eine weitere Vergleichsmöglichkeit für Nickel bietet eine Untersuchung von GRUPE (1989), in der Schwermetallgehalte in Böden in Abhängigkeit vom Ausgangssubstrat ermittelt wurden. Dabei sollten geogene Ni-Gehalte am Beispiel eines Standortes in Baden-Württemberg (Rottenburg/Neckar) die Grenzen unterschiedlicher Ausgangssubstrate nachzeichnen. Die Schichtenfolge umfaßte den Unteren und Mittleren Keuper (Lettenkohle (ku), Gipskeuper (km1), Bunte Mergel (km3), Stubensandstein (km4)).

Tab. 9.1.2.: Mittlere Schwermetallgehalte (mg/kg) in Böden aus verschiedenen Ausgangsgesteinen Baden-Württembergs (LfU Baden-Württemberg 1994)

Ausgangsgesteine	Cd	Pb	Cr	Cu	Ni	Zn
Kalksteine Muschelkalk	0,24	50,3	43,7	33,0	43,8	84,9
Tonsteine Keuper		23,3	52,3	38,9	42,8	49,6
Wechselfolgen Keuper		19,7	34,0	9,5	24,1	45,9
Tonsteine	0,12					
Posidonienschiefer	1,00					
Tonsteine Jura		32,8	46,9	32,4	88,0	119,8
Kalksteine Jura	0,52	30,9	66,0	27,2	59,7	97,3

Tab. 9.1.3.: Elementgehalte des Lias epsilon

Element	**Hintergrundwerte Umweltministerium Bad.-Württ. (1994) - Boden (Werte in mg/kg)**	**Mittelwerte der Liasschichten dieser Arbeit - Gestein (Werte in mg/kg)**
Arsen	45	30 - 95
Cadmium	2,2	1,13 - 3,23
Kupfer	75	28 - 57,5
Nickel	190	29 - 99
Zink	190	33 - 143

Es zeigte sich, daß die Ni-Gehalte in den Horizonten des Stubensandsteins (km4) am geringsten (bis 15mg/kg) waren. Sie stiegen dann zu den Böden aus Gipskeuper (km1) hin stark an (bis 65mg/kg). Dies deckt sich zwar für den km4 mit den Ergebnissen dieser Arbeit (20mg/kg), die älteren Schichten schwanken jedoch in ihren Ni-Gehalten. Interessant ist dabei der identische Wert von 65mg/kg in km1 (GRUPE) und ku Vitriolschiefer (diese Arbeit). Möglicherweise handelt es sich im ersten Fall um eine irrtümliche Ansprache des Ausgangssubstrats. Die Einschränkungen bei dem Vergleich von Meßergebnissen aus Böden bezüglich des Ausgangsgesteins und direkten Messungen am Gestein wurden bereits im vorhergehenden Beispiel angesprochen.

Vergleichsdaten d:

Das Umweltministerium Baden-Württemberg hat 1994 einige Hintergrundwerte für Gesamtgehalte an anorganischen Schadstoffen für Böden aus den Ölschiefern des Lias ε bestimmt. Tabelle *9.1.3.* zeigt die Ergebnisse und stellt die entsprechenden Werte der vorliegenden Untersuchung gegenüber.

Die Gehalte aus Lias-epsilon-Böden liegen für Cu, Ni und Zn höher als die Gesteinsgehalte dieser Arbeit. Dies ist nicht verwunderlich, hat doch in den Böden bereits eine Akkumulation stattgefunden. Die Anteile an As und Cd erreichen dagegen im frischen Gesteinsmaterial z.T. deutlich höhere Werte, was auf einen teilweisen Abtransport dieser Schwermetalle in den Böden hinweist. Somit zeigt diese Gegenüberstellung erneut den recht problematischen Ansatz eines Rückschlußes vom Boden auf sein ursprüngliches Ausgangsgestein, selbst, wenn man dessen Inhaltsstoffe über den Kalkanteil korrigieren würde.

Vergleichsdaten e:

Einen zusammenfassenden Bericht (Datenkompilation) über die Schwermetallgesamtgehalte von Gesteinen Nordrhein-Westfalens liefern VIERECK-GÖTTE et al. (1997) in einer Auswertung verschiedener Untersuchungen. Dabei werden die vorhandenen Daten sowohl petrographisch als auch stratigraphisch geordnet. Die Tabelle *9.1.4.* zeigt die entsprechenden Schwermetallgehalte derjenigen Schichten, die sich mit denen der vorliegenden Arbeit decken. Dabei ist zu berücksichtigen, daß in einigen Quellen lediglich Untersuchungen an Böden (C-Horizonte) durchgeführt wurden, wodurch eine genaue stratigraphische Zuordnung entfällt. Zum Vergleich werden die entsprechenden mittleren SM-Gehalte der Gesteine Baden-Württembergs (diese Arbeit) in Klammern angeführt.

Tab. 9.1.4.: Geogene Schwermetallgehalte in Nordrhein-Westfalen nach petrographischer Zuordnung (in mg/kg) unter Angabe der verschiedenen Quellen. In Klammern die entsprechenden mittleren Gehalte in Baden-Württemberg (Ergebnisse der vorliegenden Arbeit in mg/kg)

Gesteinsart	Schichten	As	Cd	Cr	Cu	Ni	Pb	Zn
Ton-/ Schluffsteine	Mittlerer Keuper [1]	3 (0,1-10)	0,15 (0,3-1)	-	27 (1-33)	46 (20-43)	37 (2-22)	146 (18-89)
	Oberer Keuper [1]	10 (23,5)	0,15 (0,1)	-	18 (22)	30 (23)	31 (31)	61 (7)
	Posidoniensfr. (Lias ε) [2]	-	-	115 (28-32)	41 (45-58)	118 (78-99)	25 (7-40)	149 (110-143)
Mergel	Lias - Tonmergelstein [3]	13 (7-15)	-	74 (14-36)	55 (13-54)	98 (59-117)	35 (5-23)	1442 (max.256)
	Unt./Mittl. Malm [4]	7 (3-6)	-	65 (27-29)	9 (7-14)	26 (21-80)	10 (7-15)	29 (42-61)
Kalksteine	Ob. Muschelkalk [1]	4	0,35	-	10	13	73	126

[1] HORNBURG 1993 [2] JOCHUM 1992 [3] GLA NRW 1996 [4] JUISTEN 1996

Da die NRW-Untersuchung nur eine Probe für den km berücksichtigt, ist ein Vergleich mit den entsprechenden Schichten Baden-Württembergs wenig aussagekräftig. Gleiches gilt für den Oberen Keuper, dessen Elementgehalte in beiden Untersuchungen nur auf einer geringen Probenanzahl basieren.

Bei den Posidonienschiefern zeigen sich die besten Übereinstimmungen bei Cu, Pb und Zn. Auch sind die Ni-Gehalte durchaus noch vergleichbar (B-W: max. 99mg Ni/kg, NRW: 118mg/kg). Die Cr-Werte unterscheiden sich dagegen stark (B-W: max. 32mg Cr/kg, NRW: 115mg/kg). Die Lias-ε-Ergebnisse der NRW-Untersuchung beruhen allerdings nur auf 5 Einzelwerten (diese Arbeit: 35), was ebenso zu differierenden Ergebnissen führen kann, wie regional unterschiedliche Zusammensetzungen der Gesteine und Bereiche lokaler Vererzung.

Die Lias-Tonmergelsteine in NRW sind für As, Cu und Ni gut mit den Gehalten der entsprechenden baden-württembergischen Schichten vergleichbar. Der hohe Zn-Wert der NRW-Untersuchung deutet bei nur 2 Proben auf eine lokale Vererzung, was eine Gegenüberstellung nicht erlaubt. Hierbei zeigt sich deutlich die Problematik der Bewertung von Gesteinsschichten anhand nur weniger Einzelproben: Punktuelle Maximalwerte lassen sich nicht durch Extremwerttests eliminieren und tragen somit zu einer erheblichen Verfälschung bezüglich allgemeingültiger Aussagen bei.

Die Elementgehalte der Mergel des Unteren Malm sind generell gut vergleichbar. Ausnahme bilden lediglich Zink und Chrom (B-W: max. 29mg/kg, NRW: 65mg/kg), dessen Gehalte auch in den übrigen untersuchten NRW-Schichten z.T. deutlich höher ausfallen.

Ein Vergleich der Schichten des Oberen Muschelkalk muß entfallen, da es sich bei den NRW-Proben um Kalksteine handelt, während für die vorliegende Arbeit tonigere Zwischenlagen zur Analytik ausgewählt wurden (mergelige Kalke und tonige Mergel).

Die folgende Tabelle *9.1.5.* stellt eine Zusammenfassung der verschiedenen NRW-Untersuchungen dar und differenziert die Schwermetallgehalte der unterschiedlichen Gesteinsarten grob nach den stratigraphischen Systemen. Die mittleren SM-Gehalte der entsprechenden Schichten Baden-Württembergs werden in der Tabelle wiederum in Klammern angeführt. Dabei ist zu berücksichtigen, daß eine Gegenüberstellung der als Sandsteine deklarierten NRW-Proben mit den entsprechenden Gesteinen Baden-Württembergs nur schwer möglich ist, da für letztere insbesondere die tonigen und mergeligen Anteile der entsprechenden Schichten untersucht wurden. Allerdings ist die Vergleichbarkeit bei den Trias-Sandsteinen recht gut, was die Vermutung nahelegt, daß es sich bei den NRW-Sandsteinen auch um eher tonige Gesteinsanteile handelt.

Tab. 9.1.5.: Geogene Schwermetallgehalte (Median) in Gesteinen Nordrhein-Westfalens differenziert nach stratigraphischen Systemen (Angaben in mg/kg). In Klammern die entsprechenden mittleren Gehalte in Baden-Württemberg (Ergebnisse der vorliegenden Arbeit in mg/kg)

Gestein	System	As	Cd	Co	Cr	Cu	Hg	Ni	Pb	Zn
Sandsteine	Trias	5 (2-3)	0,15 (0,3-1)	11 (6-10)	43 (20-33)	10 (1,5-19)	0,02 (0,07)	14 (20-34)	5 (2-10)	40 (18-47)
	Jura	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonsteine	Trias	8 (4-23)	0,15 (0,1-1)	11 (4-26)	64 (18-51)	18 (0,8-42)	0,04 (0,05-1)	37 (14-65)	28 (7-31)	69 (7-46)
	Jura	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Mergel	Trias	-	-	-	36 (19-53)	6 (0,5-42)	-	21 (19-64)	30 (2-13)	38 (18-53)
	Jura	4 (5-15)	-	25 (6-21)	64 (12-36)	11 (3-55)	-	27 (18-117)	10 (5-36)	27 (16-256)
Kalksteine	Trias	4	0,4	1,5	-	10	0,01	15	60	128
	Jura	39	-	-	57	11	-	37	9	34

Die Trias-Tonsteine in NRW zeigen für einige Elemente recht gute Übereinstimmungen mit den entsprechenden Werten Baden-Württembergs. Insgesamt ist die Spannweite der SM-Gehalte in den B-W-Gesteinen jedoch zu groß, um sich derart grob zusammenfassen zu lassen. Dies betrifft auch die Mergel der Trias.

Die As-Gehalte der Juramergel in Baden-Württemberg liegen generell deutlich über dem NRW-Wert von 4mg As/kg (B-W: max. 15mg/kg). Die Werte für Co, Cu, Ni und Pb sind dagegen z.T. vergleichbar. Da für die vorliegende Untersuchung kaum reine Kalksteine beprobt wurden, verbietet sich darüber hinaus eine entsprechende Gegenüberstellung mit den NRW-Kalken.

Die vorangegangenen Beispiele zeigen, daß Vergleiche zwischen den Elementgehalten von Gesteinen nur dort sinnvoll sind, wo zumindest nach Gesteinsart und grober stratigraphischer Zugehörigkeit unterschieden wird. Wirklich verlässlich sind Aussagen letztlich nur im direkten Vergleich entsprechender Schichten untereinander, da die SM-Gehalte zwischen den Gesteinen verschiedener stratigraphischer Horizonte zu stark differieren. Deshalb sollten Zusammenfassungen ähnlicher Gesteine bzw. stratigraphischer Horizonte mittels Medianwerten möglichst vermieden werden.

9.2. Natürliche Grundwasserbeschaffenheit / Eluatgehalte

Seit 1985 wird in Baden-Württemberg ein landesweites Meßnetz zur Grundwasserbeschaffenheit betrieben (Grundwasserüberwachungsprogramm). Ein Teilmeßnetz ist das Basismeßnetz des Landesamtes für Umweltschutz von Baden-Württemberg, mit dem die natürliche, von menschlichen Einflüssen weitgehend unberührte Grundwasserbeschaffenheit an Quellen, Brunnen und Grundwasserbeobachtungsrohren regelmäßig erfaßt wird. Mit Einschränkungen ist das Basismeßnetz der unbelasteten Wässer als Referenz zur Beurteilung der Resultate der Elutionsversuche geeignet. Sowohl die natürlichen Grund- und Quellwässer als auch die Eluate equilibrieren mit den anstehenden Gesteinen, so daß die Elementgehalte für natürliche Wässer mit denjenigen der Eluate vergleichbar sein sollten. Die Vergleichbarkeit wird durch mehrere Faktoren eingeschränkt:

a) Die Eluate wurden mit Gestein einer eng und präzise definierten stratigraphischen Zuordnung equilibriert, während die natürlichen Wässer in der Regel mehrere Schichten durchlaufen.

b) Die Zeitdauer der Elution ist vorgegeben; über die Verweildauer der Wässer in den einzelnen stratigraphischen Serien sind keine präzisen Angaben möglich. Somit wird sehr oft in den natürlichen Wässern keine Equilibrierung mit dem Umgebungsgestein

erfolgen und die Gehalte unter dem Sättigungswert bleiben. Hieraus folgt, daß die Gehalte der natürlichen Wässer unterhalb derjenigen der Eluate bleiben bzw. maximal die Eluatwerte erreichen.

c) Die natürlichen Wässer equlibrieren mit Gestein, das bereits einer langen Auslaugungsphase unterworfen war, aus welchem somit die leicht löslichen Bestandteile bereits gelaugt sind. Dagegen stehen die Eluate im Gleichgewicht mit frischem Gestein und weisen folglich höhere Gehalte dieser leicht löslichen Komponenten auf als die Proben der natürlichen Wässer.

Dennoch können gerade aus diesen Gründen die Eluatversuche für die Beurteilung der Klassifizierung von Gesteinen von ausschlaggebender Bedeutung sein, da mit diesem Verfahren der „worst case“ einer Belastung des Grundwassers durch umgelagertes Gestein simuliert wird. Der Abgleich mit den Gehalten natürlicher Wässer soll die Plausibilität des Verfahrens belegen und Hinweise auf die Weiterentwicklung der Qualitäten von mit frischem Abraummaterial beaufschlagten natürlichen Wässern geben. Als weitere Einschränkung bleibt schließlich anzumerken:

d) Die Eluatversuche werden bei festgesetzter Temperatur unter Raumtemperatur mit luftgesättigtem, destilliertem Wasser durchgeführt. Die natürlichen Wässer variieren sowohl in T als auch pCO_2 und unterscheiden sich vor allem in der Ionenstärke von destilliertem Wasser. Entsprechende Versuchsreihen unter variierenden Bedingungen vorzunehmen würde entschieden zu weit führen. Zur effizienten Annäherung an diese Problematik wird die theoretische Simulation mit Rechnerprogrammen eingesetzt (vgl. Kapitel 10).

Insbesondere die theoretischen Simulationen bedürfen einer Koppelung an Meßbefunde, welche im vorliegenden Falle durch den Abgleich experimentell ermittelter Gehalte (Eluate) mit Gehalten natürlicher Wässer gegeben sind.

In der folgenden Tabelle 9.*2.1.* werden die in den Jahren 1985-1991 erhobenen Daten des Basismeßnetzes [LfU Baden-Württemberg 1994], eingeteilt nach Grundwasserlandschaften und Aquiferen, den aus der vorliegenden Untersuchung gewonnenen S4-Eluatgehalten gegenübergestellt. Letztere wurden dabei insoweit zusammengefaßt, daß sie den jeweiligen Grundwasserlandschaften gegenübergestellt werden konnten.

Die Zusammenfassung der gesamten Schwarz- und Braunjuraeluate ist aufgrund der Vielzahl an Schichten problematisch. Da in der Literatur bezüglich dieser Grundwasserlandschaft jedoch keine weitere Unterscheidung erfolgte, muß aus Vergleichbarkeitsgründen zunächst eine solche Pauschalisierung in Kauf genommen werden.

Die Tabellen sind wie folgt aufgebaut:

Erster Wert:	Mittelwert aus allen Probennahmestellen einer Grundwasserlandschaft des Basismeßnetzes in Baden-Württemberg.
Werte in Klammern:	Maximalwert der bei diesen Probennahmestellen insgesamt gemessenen Konzentrationen.
Wert nach Schrägstrich:	Meßwerte aus der S4-Wasserelution der zugehörigen geologischen Formationen. Dabei handelt es sich um die jeweils niedrigsten und höchsten Mittelwerte aller Schichten, die in der genannten Grundwasserlandschaft anzutreffen sind (sofern beprobt).

Tab. 9.2.1.:

Vergleich geogen geprägte Beschaffenheit des Grundwassers in Baden-Württ. / Eluatgehalte

Hintergrundwerte 1985-1991

Median-Werte im Vergleich mit den Mittelwerten des Eluates

Schema: Mittelwerte d. Grundwasseruntersuchung, (jeweils gemessenes Maximum) / Bereiche der Eluatmessungen dieser Untersuchung.

n.g. = nicht gemessen

Grundwasserlandschaft	Elektr. Leitfähigkeit (µS/cm)	pH - Wert
Malm, Schwäbische Alb	46,65 (62,7) / 219 - 424	7,47 (8,3) / 8,0 - 8,3
Lias & Dogger, Albvorland	46,6 (60,3) / 46 - 902	7,21 (7,5) / 5,9 - 8,3
Höherer Keuper, Keuperbergland	48,8 (103) / 194 - 740	7,5 (8,25) / 7,8 - 8,5
Lettenkeuper	50,6 (78,9) / 181 - 325	7,23 (7,5) / 8,0 - 8,3
Muschelkalk	67,8 (93) / 463 - 541	7,3 (7,83) / 8,0 - 8,3
Buntsandstein	6,5 (37,8) / 116	5,975 (7,8) / 8,0 - 8,1

Grundwasserlandschaft	Ca (mg/l)	Mg (mg/l)	Na (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	84,6 (142) / 21 - 49	3,4 (19,9) / 4 - 13	1,2 (9,7) / 4 - 45
Lias & Dogger, Albvorland	85,5 (111) / 6 - 237	8,8 (13) / 1 - 27	6,2 (9,8) / 2 - 57
Höherer Keuper, Keuperbergland	59 (196) / 3 - 92	29,05 (44,7) / 6 - 37	4,2 (25) / 11 - 29
Lettenkeuper	75,5 (125) / 14 - 17	20 (35,3) / 4 - 11	4,6 (6,4) / 3 - 4
Muschelkalk	118 (152) / 45 - 57	27,35 (51,8) / 23 - 35	2,2 (9,5) / 4 - 7
Buntsandstein	5,5 (58) / 14	2 (18,5) / 2	1,4 (4,7) / 3

Grundwasserlandschaft	K (mg/l)	Fe (mg/l)	Mn (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	< 0,5 (1,8) / 28 - 41	0,003 (0,275) / < 0,005	< 0,001 (0,02) / < 0,0012
Lias & Dogger, Albvorland	0,9 (2,1) / 1 - 46	0,003 (0,055) / < 0,005 - 0,93	< 0,001 (0,015) / < 0,0012 - 1,4
Höherer Keuper, Keuperbergland	1,3 (3,5) / 16 - 20	0,003 (0,18) / < 0,005	< 0,001 (0,02) / 0,0015 - 0,058
Lettenkeuper	0,8 (1,0) / 22 - 48	0,001 (0,01) / < 0,005 - 0,16	< 0,001 (0,001) / < 0,0012
Muschelkalk	0,8 (2,7) / 35 - 47	0,004 (0,185) / < 0,005 - 0,006	0,001 (0,02) / < 0,0012
Buntsandstein	1,7 (3,8) / 13	0,001 (0,05) / < 0,005	0,004 (0,83) / 0,0012

Grundwasserlandschaft	Chlorid (mg/l)	SO4 (mg/l)	Ammonium (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	2,9 (27,2) / < 1,8	12,5 (22,4) / 33 - 193	< 0,06 (0,132) / < 10
Lias & Dogger, Albvorland	8,5 (32,9) / < 1,8 - 3,1	27 (34) / 6 - 648	< 0,06 (0,06) / < 10
Höherer Keuper, Keuperbergland	5,7 (13) / < 1,8 - 1,8	27 (273) / 14 - 275	< 0,06 (0,24) / < 10
Lettenkeuper	6,65 (20,8) / < 1,8 - 3,6	25,1 (29,3) / 22 - 66	< 0,06 (< 0,06) / < 10
Muschelkalk	6,95 (27,9) / 2,8 - 6,9	55,25 (168) / 199 - 244	< 0,06 (0,12) / < 10
Buntsandstein	2,7 (7,5) / 19,3	6,65 (48) / 5	< 0,06 (0,4) / < 10

Grundwasserlandschaft	B (mg/l)	Al (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	< 0,01 (0,2) / 0,14 - 0,89	0,005 (0,7) / 0,006 - 0,024
Lias & Dogger, Albvorland	< 0,01 (0,079) / 0,074 - 0,95	0,005 (0,132) / 0,007 - 0,163
Höherer Keuper, Keuperbergland	< 0,01 (0,22) / 0,3 - 0,7	0,007 (0,49) / 0,006 - 0,035
Lettenkeuper	< 0,01 (0,02) / 0,13 - 0,21	0,003 (0,013) / 0,007 - 0,027
Muschelkalk	< 0,01 (0,06) / 0,13 - 0,2	0,003 (0,03) / 0,013 - 0,025
Buntsandstein	< 0,01 (0,02) / 0,09	0,0185 (1,66) / 0,13

Grundwasserlandschaft	As (mg/l)	Ba (mg/l)	Pb (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	< 0,0002 (0,0002) / n.g.	< 0,01 (0,04) / 0,003 - 0,05	< 0,0005 (0,002) / n.g.
Lias & Dogger, Albvorland	< 0,0002 (< 0,0002) / n.g.	0,01 (0,09) / 0,004 - 0,33	< 0,0005 (0,0005) / < 0,0045 - 0,05
Höherer Keuper, Keuperbergland	0,0006 (0,003) / n.g.	0,45 (0,982) / 0,014 - 0,07	< 0,0005 (0,04) / 0,006
Lettenkeuper	< 0,0002 (0,0002) / n.g.	0,08 (0,56) / 0,005 - 0,02	< 0,0005 (< 0,0005) / < 0,0045 - 0,02
Muschelkalk	0,0014 (0,002) / n.g.	0,085 (0,5) / 0,007 - 0,009	< 0,0005 (0,0024) / < 0,0045 - 0,02
Buntsandstein	0,0002 (0,01) / n.g.	0,067 (1,126) / 0,0038	< 0,0005 (0,0018) / 0,006

Grundwasserlandschaft	Cd (mg/l)	Cr ges.(mg/l)	Ni (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	< 0,00005 (0,0001) / < 0,0006	< 0,0002 (0,0014) / < 0,001	< 0,0005 (0,0022) / < 0,002 - 0,004
Lias & Dogger, Albvorland	<0,00005 (0,00005) / < 0,0006 - 0,01	< 0,0002 (0,0009) / < 0,001 - 0,06	< 0,0005 (0,0007) / < 0,002 - 0,1
Höherer Keuper, Keuperbergland	<0,00005 (0,00086) / < 0,0006	0,0002 (0,0006) / < 0,001 - 0,004	< 0,0005 (0,0024) / < 0,002 - 0,004
Lettenkeuper	< 0,00005 (dito) / < 0,0006	0,00085 (0,001) / < 0,001	< 0,0005 (0,0005) / < 0,002 - 0,003
Muschelkalk	< 0,00005 (0,0002) / < 0,0006	< 0,0002 (0,0015) / < 0,001 - 0,001	< 0,0005 (0,04) / < 0,002
Buntsandstein	<0,00005 (0,00087) / < 0,0006	< 0,0002 (0,0124) / 0,0023	0,0008 (0,0098) / < 0,002

Grundwasserlandschaft	Hg (mg/l)	Se (mg/l)	Zn (mg/l)
Malm, Schwäbische Alb	<0,00005 (0,00026) / n.g.	< 0,003 (dito) / n.g.	< 0,01 (0,026) / < 0,0006 - 0,0016
Lias & Dogger, Albvorland	<0,00005 (0,00017) / n.g.	< 0,003 (dito) / n.g.	< 0,01 (dito) / < 0,0006 - 0,015
Höherer Keuper, Keuperbergland	<0,00005 (0,00038) / n.g.	<0,003 (0,0038) / n.g.	< 0,01 (0,05) / 0,0008 - 0,007
Lettenkeuper	< 0,00005 (0,00015) / n.g.	< 0,003 (dito) / n.g.	< 0,01 (dito) / < 0,0006
Muschelkalk	< 0,00005 (0,00014) / n.g.	< 0,003 (dito) / n.g.	< 0,01 (0,06) / < 0,0006 - 0,001
Buntsandstein	< 0,00005 (0,00018) / n.g.	< 0,003 (dito) / n.g.	< 0,01 (0,035) / 0,0008

9.2.1. Ergebnisse der Gegenüberstellung

Die Leitfähigkeit liegt in den Eluaten wesentlich höher als in den Grundwasserproben des Basismeßnetzes. Selbst die dort gemessenen Maximalwerte werden deutlich überschritten. Dieses Meßergebnis bestätigt den Trivialbefund, nach welchem sich frisches Gestein durch einen höheren Anteil löslicher Komponenten auszeichnet.

Die pH-Werte stimmen mit den Grundwasserwerten relativ gut überein. Ebenso liegen Calcium und Magnesium in etwa im Wertebereich der Grundwasserproben oder geringfügig darunter.

In den Eluaten wurden z.T. höhere Na-Werte für die Schichten des Jura gemessen. Im höheren Keuper entsprechen sie den Maximalwerten der Grundwasseruntersuchung. Die Na-Gehalte für Lettenkeuper, Muschelkalk und Buntsandstein sind vergleichbar.

Die Kaliumgehalte in den Eluaten sind erheblich höher als in den Grundwasserproben. Dies gilt auch für das Sulfat, das im höheren Keuper allerdings ähnliche Maximalwerte im Grundwasser aufweist. Eisen-, Mangan- und Aluminiumgehalte unterscheiden sich kaum voneinander. Die Chloridgehalte im Eluat sind gegenüber den Grundwasserwerten leicht erniedrigt.

In den Eluaten konnten durchgängig deutliche Borgehalte nachgewiesen werden, wohingegen die Grundwasserwerte zum größten Teil unterhalb der Nachweisgrenze lagen. Die Bariumwerte in den Eluaten sind um ein Vielfaches niedriger als in den Grundwasserproben. Blei konnte im Grundwasser nur selten nachgewiesen werden. Auch in den Eluaten liegen die Werte häufig unterhalb der Nachweisgrenze. Allerdings sind die nachweisbaren Gehalte in den Eluaten meist höher als in den Grundwasserproben. Die Cadmiumwerte lassen keinen Vergleich zu, da fast alle unterhalb der jeweiligen Nachweisgrenze liegen.

Die Chromgehalte liegen sowohl bei den Eluaten als auch bei den Grundwasserproben häufig unterhalb der Nachweisgrenze. Meßbare Eluatgehalte liegen im Bereich der Grundwassermaximalwerte, z.T. auch darüber. Gleiches läßt sich bei Nickel feststellen. Die Zinkwerte im Grundwasser befinden sich größtenteils unterhalb der Nachweisgrenze, die allerdings zu hoch liegt, um einen eindeutigen Vergleich mit den Eluaten führen zu können. Die Zn-Maximalgehalte der Grundwasserproben sind jedoch größer als die Mittelwerte der Eluate.

Da Arsen aus meßtechnischen Gründen in dieser Untersuchung im Eluat nicht bestimmt werden konnte, muß ein Vergleich hier entfallen. Die As-Ergebnisse der Wasserproben des Basismeßnetzes fallen jedoch generell recht niedrig aus und zeigen keine Grenzwertüberschreitungen (10µg As/l). Neuere Untersuchungen in Baden-Württemberg weisen allerdings in Trinkwasserbrunnen im Mittleren Buntsandstein sowie im Unteren und Mittleren Muschelkalk As-Konzentrationen von 50-100µg/l nach [HEINRICHS & UDLUFT 1996]. Diese geologischen Formationen waren jedoch nicht Gegenstand der vorliegenden Arbeit.

Die Tabellen belegen eine gute Übereinstimmung der Resultate der Eluatuntersuchungen mit den Messungen an natürlichen Wässern. Die Konzentrationen der aus frischem Gestein relativ leicht löslichen Anteile liegen in den natürlichen Wässern unterhalb derjenigen der Eluate (Na, K, B). In Einzelfällen sind die Gehalte in beiden Lösungen gleich. Auch dieser Befund verweist auf die leichte Löslichkeit der Komponenten (Cl, Mg; Gipskomponenten: Ca, SO_4). Bei der Wiederverwendung von Gesteinen ist mit der erhöhten Freisetzung dieser Elemente zu rechnen. Bis auf Bor bleiben die Spurenelementgehalte in diesem Zusammenhang ohne Belang, da auf Grund unterschiedlicher Nachweisgrenzen bei den Meßverfahren für die natürlichen Wässer und die Eluate eine direkte Vergleichbarkeit fragwürdig ist.

10. Geochemische Modellierungen

Um Vorhersagen zum Löslichkeitsverhalten einiger Elemente unter Abweichung der Bedingungen bei den Elutionsversuchen stellen sowie mögliche Umweltszenarien durchprüfen zu können, war es notwendig, mit verschiedenen Programmen (WATEQ4F, PHREEQE) geochemische Modellierungen vorzunehmen [Computerprogramme siehe BALL et al. 1987 sowie PARKHURST et al. 1990]. Dabei sollten Equilibrierungen bestimmter Minerale mit unterschiedlichen Lösungen berechnet werden, um die jeweilige Sättigungsgrenze zu bestimmen und damit Prognosen für die höchstmöglichen Gehalte eines Elementes in einer definierten Lösung zu treffen.

Die Auswahl der zu den Equilibrierungsberechnungen herangezogenen Minerale orientierte sich an den in Kapitel 8 mittels Korrelationen bestimmten sowie den real auftretenden Bindungsformen der untersuchten Gesteine.

Von besonderem Interesse waren Al-, Fe-, Ca,- und Sulfat-/Sulfidminerale (v.a. Schwermetallsulfide) sowie die aus ihnen durch Verwitterung bzw. Alterungsprozesse hervorgehenden Umwandlungsprodukte. Dieser Ansatz läßt auch eine Unterscheidung bezüglich des kurz- und des langfristigen Lösungsverhaltens eines Elementes zu, was Aussagen zu Langzeitwirkungen und Ausbreitungen ermöglicht.

Wie in Kapitel 8 (Korrelationen) gezeigt und z.T. in Abschnitt 7.8. (Mineralbestand) röntgenographisch nachgewiesen, sind die Sulfate und Sulfide insbesondere im Hinblick auf ihr Vorkommen in den Keuper- (Ca-Sulfate) und Schwarzjuraschichten (Schwermetallsulfide) von Relevanz. Als Al-Mineral wurde Kaolinit gewählt, welcher einen häufigen Bestandteil der untersuchten Gesteine darstellt (siehe 7.8.).

Weiterhin wurden einige natürlich vorkommende Minerale der Schwermetalle Pb, Zn und Cd in karbonatischer bzw. sulfatischer Bindung zu den Berechnungen herangezogen und jeweils sowohl mit Calcit als auch untereinander equilibriert (z.T. unter Einbeziehung von Siderit).

In den untersuchten Gesteinen sind jedoch die SM-Gehalte im Verhältnis zu den C-carb.-Gehalten bzw. Kalkanteilen zumeist außerordentlich gering. Auf Grund dieser extremen Disproportionierung ist das reale Vorhandensein von karbonatischen Schwermetallverbindungen weder durch röntgenographische Methoden noch rechnerisch über Korrelationen nachweisbar (Kapitel 8). Insgesamt ist allerdings ein Auftreten entsprechender Minerale recht wahrscheinlich, umso mehr, da die meisten Gesteinsschichten große Mengen an Kalk aufweisen, der in der Regel karbonatische Spurenanteile an Schwermetallen führt (v.a. Pb, Zn und Cd).

Daneben sind auch SM-Sulfate zu beachten, die als Umwandlungsprodukt aus den insbesondere im Schwarzen Jura in größeren Anteilen vorhandenen SM-Sulfiden hervorgehen können. Ebenso wie Karbonate führen Sulfate Spuren an Schwermetallen, in diesem Falle jedoch, der Matrix entsprechend, in sulfatischer Bindung. Stellvertretend für diese Sulfate wurde Anglesit [$PbSO_4$] in die Gleichgewichtsberechnungen einbezogen.

Für die theoretische Equilibrierung wurden folgende Minerale und ihre Umwandlungsprodukte ausgewählt:

Mineral	
Kaolinit	Al_2 [$(OH)_4$ / Si_2O_5]
Gibbsit	Al $(OH)_3$ (= Hydrargillit)
Anhydrit	$CaSO_4$
Gips	$CaSO_4$ * 2 H_2O
Pyrit	FeS_2
Goethit	α - FeOOH
Galenit	PbS
Sphalerit	ZnS
Cerussit	$PbCO_3$
Anglesit	$PbSO_4$
Smithsonit	$ZnCO_3$
Otavit	$CdCO_3$
Siderit	$FeCO_3$

Zur realistischeren Simulation von natürlichen Stoffsystemen wurden die aufgeführten Minerale jeweils zusätzlich mit Calcit [$CaCO_3$] equilibriert, da dieser in den untersuchten Schichten größtenteils anzutreffen ist. Darüber hinaus wurde in einigen Fällen zusätzlich auch Gips in die Berechnungen einbezogen.

Folgende Simulationsprozeduren wurden eingehalten:

a) Equilibrierung von einem bzw. mehreren Mineralen (z.B. Kaolinit, Kaolinit + Calcit, Kaolinit + Calcit + Gips) mit Wasser bei fest vorgegebenen, konstanten Parametern.

b) Veränderung eines der Parameter unter Konstanthaltung der übrigen, z.B. Eh und T konstant – pH variiert zwischen 3 und 9. Ebenso wurde die Temperatur der Lösung bei konstantem pH- und Eh-Wert verändert (5-75°C). Als weiterer Parameter wurde der Einfluß der Fremdsalzlast von Lösungen auf die Freisetzung von Elementen aus den entsprechenden Mineralen und die Sättigungsgrenzen der Lösung überprüft (Molaritäten von Na^+ und Cl^-). Zudem erfolgte die Vorgabe verschiedener CO_2-Gesamtgehalte, da CO_2 zumindest in der Bodenluft in variablen Anteilen vorhanden ist.

Als Konstanten wurden gesetzt: pH = 7 (neutral), Eh = 200mV (durchschnittlicher oberflächennaher Wert), Ctot. = 0mg/l (z.T.), 300mg/l (z.T.), 1000mg/l (zumeist; durchschnittlicher Wert für Bodenluft). Die Temperatur wurde einerseits auf 25°C gesetzt (Standardberechnung), andererseits bei der Equilibrierung der Schwermetallkarbonate auf 10°C herabgesetzt, da dies der realistischere Wert für natürliche Wässer in unseren Breiten ist und Karbonate zudem empfindlich auf Temperaturerhöhungen reagieren.

Bei der Angabe der pH-Werte ist zu beachten, daß der effektive, also nach der Equilibrierung mit den Mineralen in der Lösung auftretende pH-Wert deutlich vom ursprünglichen pH-Wert der Lösung abweichen kann. So kann trotz Variation des Ausgangs-pH von 4-9 (bzw. 3-9) der resultierende Wert durch Abpufferung (Karbonatpufferung, Aluminiumpufferung, Silikatpufferung) durchgängig die gleichen Werte aufweisen, die dann z.T. deutlich über dem Ausgangs-pH liegen. Für die Auswertung ist nur der resultierende, effektive pH-Wert von Relevanz, da dieser das Milieu der wässrigen Lösung im Beisein des entsprechenden Minerales beschreibt und somit die Löslichkeit von z.B. Schwermetallen kontrolliert.

Die Eh-Werte wurden in Bereichen zwischen -300mV und 600mV variiert, was in etwa dem Spielraum der Redoxbedingungen in Böden entspricht (-350mV bis 800mV [SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992]).

Die Berechnungen liefern die jeweils gelöste Menge eines Elementes bis zur Sättigungsgrenze. Diese errechneten Werte sind folglich die Maximalanteile, die unter den vorgegebenen Bedingungen (Mineral/Lösung) in Lösung gehen können. Gleichzeitig sind die Berechnungen eine Kontrolle für die in den Eluaten analysierten gelösten Gehalte. Eine völlige Übereinstimmung zwischen Berechnungen und Meßwerten ist aus vielen Gründen nicht zu erwarten.

Insgesamt sind die Modellierungen auch für die Prognose von möglichen Grundwassergefährdungen durch toxische Elemente von großem Interesse. Entsprechende Vorhersagen lassen sich durch Vergleiche mit Grenzwerten nach der TVO (Trinkwasserverordnung) treffen.

Die Ergebnisse der Modellierungen werden im Anhang tabellarisch (*Tab. 10.2.1. - 10.2.14.*) und graphisch (*Abb. 10.2.1 - 10.2.21*) dargestellt. Es gilt zu beachten, daß S als SO_4^{2-} und C als CO_3^{2-} berechnet wurde.

10.1. Zusammenfassung der Ergebnisse

10.1.1. Aluminium (aus Kaolinit u. Gibbsit)

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung

Befindet sich kein CO_2 in der Lösung, so ist der Ausgangs-pH für die Löslichkeit nicht relevant, da durch Aluminiumpufferung, hervorgerufen durch den Kaolinit, die resultierenden pH-Werte der Lösung generell nur zwischen 9 und 10 variieren. Ist die Lösung dagegen mit CO_2 angereichert, unterscheiden sich die resultierenden pH-Werte nur unwesentlich von den Ausgangswerten, da der pH-Wert u.a. vom CO_2-Partialdruck gesteuert wird.

Die Löslichkeit von Aluminium aus Kaolinit und Gibbsit ist bei neutralen pH-Werten und einer einwirkenden wässrigen Lösung am geringsten (mit $\mathbf{C_{tot.}}$ **= 0mg/l:** Kaolinit = 0,02mg Al/l; Gibbsit = 0,0004-0,0007mg Al/l; mit $\mathbf{C_{tot.}}$ **= 1000mg/l:** Kaolinit = 0,02-0,03mg Al/l; Gibbsit = 0,001mg Al/l). Bei abnehmenden pH-Werten bis 4,25 - 4,3 steigt die Löslichkeit steil an (mit $\mathbf{C_{tot.}}$ **= 1000mg/l:** aus Kaolinit bis 0,97mg Al/l, aus Gibbsit bis 0,92mg Al/l). Im alkalischen Bereich bis pH 9 ist ebenfalls eine, wenn auch allmählichere Zunahme zu beobachten (mit $\mathbf{C_{tot.}}$ **= 1000mg/l:** aus Kaolinit bis 0,32mg Al/l, aus Gibbsit bis 0,083mg Al/l).

Im Beisein von Calcit (mit $C_{tot.}$ = 1000mg/l) sind keine pH-Werte unterhalb 6 zu beobachten, da dieser wiederum die pH-Werte abpuffert (Karbonatpufferung: $CaCO_3 + H^+ \leftrightarrow Ca^{2+} + HCO_3^-$). Ist zusätzlich noch Gips vorhanden, beschränkt sich der resultierende pH-Wert auf den Bereich zwischen 6 und 6,5 (siehe *Abb. 10.2.1*, Anhang).

Beim Gibbsit führt ein Anstieg des CO_2-Gesamtgehaltes zu einer leichten Zunahme der Al-Löslichkeit im mittleren pH-Bereich von 0,0007 auf 0,001mg Al/l (siehe *Abb. 10.2.2*, Anhang).

Die Löslichkeit von Aluminium aus Gibbsit ist in den pH-Bereichen von 5-9 deutlich geringer als aus Kaolinit (siehe *Abb. 10.2.3*, Anhang). Dies bedeutet für den Fall einer Wiederverwendung kaolinitreichen Gesteins eine Abnahme dessen Grundwasserbelastungspotentiales mit der Zeit, da Gibbsit das Alterungsprodukt von Kaolinit darstellt. Auch ein relevanter Langzeittransport von Al kann aus diesen Gründen ausgeschlossen werden, solange die auf das Gestein einwirkenden Wässer keine zu geringen oder hohen pH-Werte aufweisen.

Insgesamt ist für die Wiederverwendung kaolinitführender Schichten die Anwesenheit von Calcit günstig, da so keine pH-Werte unter 6 erzielt werden und die Al-Löslichkeit folglich im Gleichgewicht mit Kaolinit kaum über den Grenzwert der Trinkwasserverordnung (TVO) von 0,2mg Al/l ansteigen kann. Des weiteren wird bei diesen pH-Werten die Löslichkeit von Al durch die Fällung von Gibbsit kontrolliert, so daß langfristig die Al-Konzentration 0,01mg/l nicht überschreiten kann.

b) Veränderung der Lösungstemperatur

Bei der Temperaturänderung der Lösung ist für reinen Kaolinit nur ein leichter, fast linearer Anstieg der Al-Löslichkeit zu höheren Temperaturen zu beobachten (bis 0,16mg Al/l [$C_{tot.}$= 0mg/l] bzw. 0,55mg Al/l [$C_{tot.}$=1000mg/l] bei 75°C). Im Beisein von Calcit steigt die Löslichkeit allerdings schnell exponentiell zu den höheren Temperaturen hin an (bis 0,7mg Al/l bei 75°C). Durch die Hinzunahme von Gips wird dieser Effekt dann wieder deutlich abgeschwächt (0,2mg Al/l bei 75°C). Ebenso bewirkt eine Erhöhung eines bereits vorhandenen Kohlenstoffgehaltes bei Anwesenheit von Calcit eine leichte Abnahme der Al-Löslichkeit. Insgesamt sind die Divergenzen von maximal löslichem Al bei den unterschiedlichen Mineralparagenesen bis zu Temperaturen von 15°C nur gering. Stärkere Unterschiede im Löslichkeitsverhalten zwischen den verschiedenen Kombinationen treten erst ab 25°C in Erscheinung (siehe *Tab. 10.2.2.* u. *Abb. 10.2.4*, Anhang).

Aus den Ergebnissen resultiert die Empfehlung, kaolinitführende Schichten bei einer Wiederverwertung keinen Lösungen mit Temperaturen oberhalb von 45°C auszusetzen, da ansonsten größere Mengen als 0,2mg Al/l in Lösung gehen können (TVO-Grenzwert).

c) Veränderung der Salzlast in der Lösung

Der Einfluß der Salzlast auf die Löslichkeit von Al aus Kaolinit ist insgesamt nur gering (0,01-0,05mg Al/l). Generell bewirkt eine Erhöhung der Molarität von Na^+ und Cl^- nach anfänglicher leichter Zunahme eine im weiteren Verlauf stetige Abnahme der Sättigungsgrenze. Bei gleichzeitiger Erhöhung des Kohlenstoffgehaltes steigt bei geringerer Molarität auch die Löslichkeit. Allgemein ist die Al-Löslichkeit bei Vorhandensein von Kaolinit und Calcit am größten (bis max. 0,05mg Al/l) und bei einer weiteren Hinzunahme von Gips am geringsten (bis Minimum 0,0096mg Al/l). Die Werte nähern sich bei zunehmender Molarität einander an (siehe *Abb. 10.2.7*, Anhang). Relevante Unterschiede im Lösungsverhalten des Al aus Gibbsit sind nicht festzustellen.

Salzlasten spielen somit für Grenzwertüberschreitungen von Al nach der TVO keine Rolle.

10.1.2. Calcium und Sulfat (aus Anhydrit und Gips)

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung

Bei reinem Gips oder Anhydrit ist nur eine sehr leichte Erhöhung der Löslichkeit von Ca und SO_4 mit zunehmendem pH-Wert zu beobachten (**Gips**: SO_4 = 1527-1655mg/l, Ca = 637-691mg/l; **Anhydrit**: SO_4 = 2275-2420mg/l, Ca = 940-1010mg/l). Lediglich bei pH-Werten <4 ist wiederum ein geringer Anstieg zu verzeichnen. Generell liegt jedoch die Löslichkeit beider Elemente im normalen Temperaturbereich im Anhydrit deutlich höher als im Gips. Dies hat zur Folge, daß unter Oberflächenbedingungen Gips die stabile Modifikation darstellt.

Das gleiche Löslichkeitsverhalten gilt auch bei der Hinzunahme von Calcit, wobei jedoch, bedingt durch die Karbonatpufferung, der resultierende pH-Wert auf Bereiche von 6,1-6,5 beschränkt bleibt. Dabei erhöht sich die Sulfatlöslichkeit bei Zunahme des pH-Wertes kontinuierlich (**Gips:** 1350mg/l bei Ausgangs-pH 3 bis 1837mg/l bei pH 9; **Anhydrit:** 2100mg/l bei Ausgangs-pH 3 bis 2593mg/l bei pH 9), wohingegen unter diesen Bedingungen die Ca-Löslichkeit ebenso stetig abnimmt (**Gips:** 784mg/l bei Ausgangs-pH 3 bis 564mg/l bei pH 9; **Anhydrit:** 1088mg/l bei

Ausgangs-pH 3 bis 867mg/l bei pH 9; siehe *Abb. 10.2.10* und *10.2.11*, Anhang).

b) Veränderung der Lösungstemperatur

Einem leichten Anstieg der Sulfat- und Calciumlöslichkeit im Gips mit zunehmenden Lösungstemperaturen (bis etwa 50°C, danach wieder leichter Rückgang) steht eine deutliche Abnahme im Anhydrit ab ca. 25°C gegenüber (**Maximalwerte Gips:** SO_4 = 1662mg/l und Ca = 693mg/l bei 45°C; **Maximalwerte Anhydrit:** SO_4 = 2361mg/l und Ca = 985mg/l bei 25°C). Prädominant bleibt bei normalen Umgebungstemperaturen jedoch immer noch die Stabilität des Gipses, so daß die für Anhydrit berechneten Werte zunächst belanglos sind. Beim Sulfat erhöht sich bei beiden Mineralen durch die Hinzunahme von Calcit auch die Löslichkeit (aus Gips bis 1797mg/l SO_4 bei 45°C, aus Anhydrit bis 2470mg/l bei 25°C).

Bei Lösungstemperaturen zwischen 50°C und 70°C unterschreitet der Sättigungswert von Sulfat und Calcium aus Anhydrit denjenigen von Gips. Daraus und aus den Beobachtungen unter a) läßt sich folgern, daß die Kurzzeitbelastung mit Sulfat und Calcium aus ursprünglich abgelagertem Anhydrit die Sättigungswerte für Gips nicht überschreitet (Umwandlung von Anhydrit zu Gips). Bei Lösungstemperaturen oberhalb 50°C sind die Sättigungswerte von Anhydrit maßgebend (siehe *Abb. 10.2.5* und *10.2.6*, Anhang).

c) Veränderung der Salzlast in der Lösung

Bei einer Erhöhung der Salzlast in der Lösung steigen die Sulfat- und Calciumlöslichkeiten bis zu einer Molarität von 2 an (aus **Gips**: SO_4 bis 4395 mg/l, Ca bis 1834mg/l; aus **Anhydrit**: SO_4 bis 5337 mg/l, Ca bis 2227mg/l), um danach bei einer weiteren Erhöhung der Molarität wieder leicht abzunehmen.

Die Hinzunahme von Calcit bewirkt eine leichte Erhöhung der Sulfat- und eine geringe Abnahme der Calciumlöslichkeit (siehe *Abb. 10.2.8* und *10.2.9*, Anhang).

10.1.3. Eisen (Pyrit, Goethit) und Schwefel (Pyrit)

Es ist zu beachten, daß Schwefel in den Tabellen und Diagrammen als Sulfat (SO_4) berechnet wird. Dieser Ansatz ist insofern berechtigt, als Schwefel in Lösungen ganz überwiegend als Sulfation vorliegt.

Pyrit und Goethit wurden für die Berechnungen generell mit Calcit vergesellschaftet, da dies zumeist den natürlichen Bedingungen entspricht.

Für die Löslichkeit von Eisenmineralisationen hat neben dem pH-Wert der Eh-Wert eine zentrale Bedeutung.

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung

Der Eh von normalen Wässern liegt im Bereich von -300 bis 600mV. Für die Modellierungen wurde daher zunächst ein für ca. neutralen pH leicht reduzierender Eh von -190mV eingesetzt. Die Fe-Löslichkeit liegt im Bereich von pH 6-7 für Goethit (bis 19,4mg Fe/l) deutlich über derjenigen für Pyrit (bis 0,21mg Fe/l), sinkt mit zunehmendem pH-Wert jedoch bis zur Unlöslichkeit im alkalischen Bereich. Die Löslichkeit von Pyrit nimmt bei stabil gehaltenem Eh mit höherem pH stark zu (bis 52mg Fe/l bei pH 9; relative Zunahme des Eh). Der Kreuzungspunkt für beide Minerale liegt etwa bei einem pH-Wert von 7 und Fe- sowie Sulfatwerten von 0,15 bzw. 0,25mg/l. Durch die Carbonatpufferung werden keine pH-Werte unter 6 erreicht.

Da im basischen Bereich Goethit das die Fe-Löslichkeit limitierende Mineral darstellt und im sauren Bereich die Fixierung von Pyrit kontrolliert wird, sind, wie *Abbildung 10.2.12* (Anhang) zeigt, unter normalen Umgebungsbedingungen generell keine Fe-Konzentrationen >0,15mg/l möglich. Dies ist insbesondere unter dem Gesichtspunkt der Grenzwertüberschreitung nach der Trinkwasserverordnung beachtenswert, da dieser Wert mit 0,2mg Fe/l festgeschrieben ist.

Das Löslichkeitsverhalten von Schwefel im Pyrit verhält sich analog zum Eisen. Unter den für das ungestört anstehende Gestein geltenden Bedingungen werden Grenzwertüberschreitungen nach der TVO (240mg SO_4/l) nicht erreicht (Maximum bei pH 7,6: 178mg/l). Werden die Gesteine jedoch beim Abbau einem oxidierenden Milieu ausgesetzt, so kann der Sulfidanteil des Gesteins quantitativ in lösliches Sulfat übergehen und Grenzwertüberschreitungen in den Wässern verursachen.

b) Veränderung des Eh-Wertes der Lösung

Die Löslichkeit von Fe und Schwefel im Pyrit steigt mit zunehmenden Eh-Werten, also im Bereich des oxidierenden Milieus. Maßgebend für die Löslichkeit ist die Umwandlung des wenig löslichen Sulfides zum leicht löslichen Sulfat. Hierbei bildet sich ein saurer pH der Lösungen aus, so daß der pH nicht unabhängig vom Redoxmilieu gesehen werden kann. Um Grenzwertüberschreitungen bei Fe und SO_4 zu vermeiden, dürfen eisensulfidhaltige Gesteinsschichten nicht im oxidierenden Bereich wiederverwendet werden.

Im Goethit sind nur geringe Mengen an Eisen löslich (max. 0,17mg/l bei Eh -200mV), wobei diese bei niedrigen Eh-Werten (-300 bis -200mV) die Anteile des gelösten Fe aus Pyrit (max. 0,035mg/l bei Eh -200mV) übersteigen (Reduktion von schwer löslichem Fe^{3+} des Goethit in lösliches Fe^{2+}).

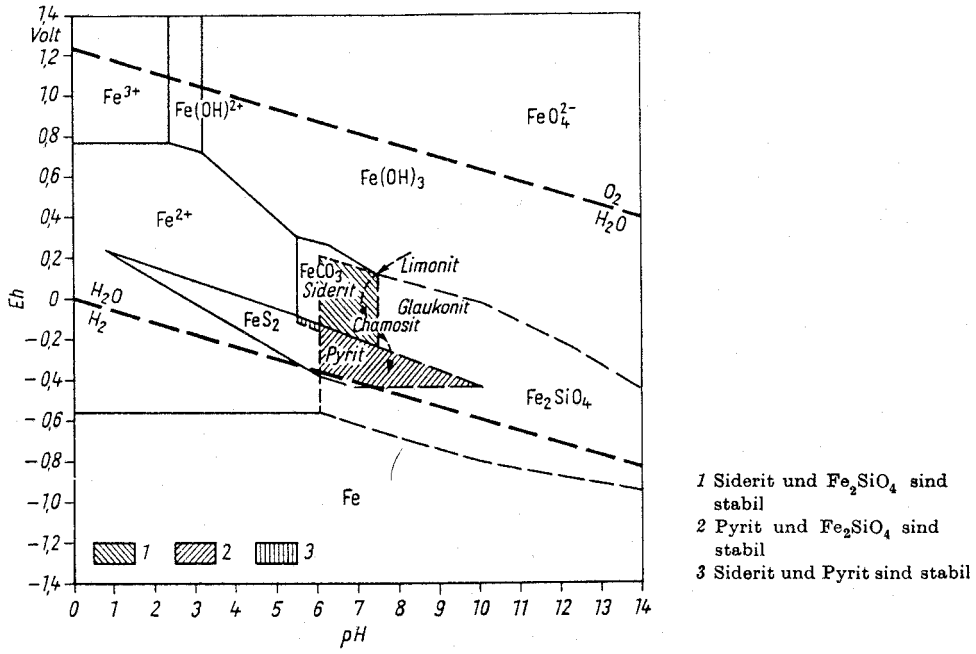


Abb. 10.1.3.1: Stabilitätsbeziehungen wichtiger Fe-Minerale im System Fe-S-Si-CO_2-H_2O bei 25°C und 1 bar Gesamtdruck (aus: RÖSLER 1988).

Nach einer leichten Zunahme der Gehalte im Eh-Bereich von -300 bis -200mV sinkt die Konzentration des Fe in der Lösung mit zunehmendem Redoxpotential wieder ab (Oxidation zu schwer löslichem Fe^{3+} des Goethit). Oberhalb von -200mV fällt die Löslichkeit von Fe im Goethit dann unter diejenige des Pyrit.

Trägt man die zugehörigen gegenläufigen Löslichkeitskurven für Fe aus Goethit und Pyrit im Diagramm auf, so bildet die Fläche unterhalb des Schnittpunktes beider Geraden den Löslichkeitsbereich von Eisen bei gleichzeitigem Vorhandensein beider Minerale (siehe *Abb. 10.2.13*, Anhang). Eh-Werte sind für Goethit bezüglich Fe-Grenzwertüberschreitungen nicht relevant. Zu den Stabilitätsbeziehungen wichtiger Fe-Minerale vgl. auch *Abb. 10.1.3.1*.

Das Löslichkeitsverhalten von Schwefel im Pyrit ist analog dem des Fe.

10.1.4. Fe, Zn, Pb und SO_4 (aus Pyrit/ Goethit, Galenit u. Sphalerit)

Zur Simulation des Löslichkeitsverhaltens von Schwermetallen aus Sulfiden wurde ein Dreikomponentensystem, bestehend aus Pyrit, Galenit und Sphalerit, mit einer wässrigen Lösung equilibriert. In der Simulation erfolgte dann die Veränderung des Eh-Wertes der Lösung.

Die aus den Eh-Wert-Veränderungen resultierenden verschiedenen Lösungen wurden im Anschluß mit Goethit equilibriert. Neben dem Lösungsverhalten der Schwermetalle waren auch die Löslichkeitsveränderungen des Schwefels aus den Sulfiden von Interesse.

Ergebnis

Der Eh-Wert wurde von -200 bis 100mV variiert. Dabei zeigt sich, daß der ursprünglich neutrale pH-Wert der Lösung bei Anstieg des Eh zunehmend in den sauren Bereich absinkt (100mV: pH 3,5; siehe *Abb. 10.2.14*, Anhang). Dies führt dann auch zu einer zunehmenden Löslichkeit der Metalle (Maximum bei Eh = 100mV, pH 3,5: Fe 12,6mg/l, Pb 0,09mg/l, Zn 233mg/l). Schwefel wird ebenfalls zunehmend stärker gelöst (bis 386mg/l bei Eh = 100mV). Die gelösten Elementgehalte steigen insgesamt bei einem Eh-Wert zwischen 0 und 50mV sprunghaft an.

Abb. 10.2.15 (Anhang) zeigt das Löslichkeitsverhalten von Schwefel aus den Sulfiden bei unterschiedlichen pH- und Eh-Werten. Während der pH mit zunehmendem Eh deutlich sinkt (Oxidation des Sulfids zu Sulfat und Bildung von H_2SO_4), steigt gleichzeitig die Schwefellöslichkeit stark an.

Bei der Zugabe von Goethit zu obiger resultierender Lösung stellt man Unterschiede im Lösungsverhalten von Eisen fest (siehe *Abb. 10.2.16*, Anhang). Das aus dem Goethit stammende Fe wird bei niedrigen Eh-Werten wesentlich stärker gelöst als das Fe des Pyrits (Eh = -300mV: 0,015mg Fe/l aus Goethit, 7^{-9}mg Fe/l aus Pyrit). Dabei wird durch zunehmende Reduktion das wenig lösliche Fe^{3+} des Goethit in lösliches Fe^{2+} umgewandelt. Ab einem Eh von ca. -100mV aufwärts ist die Löslichkeit aus beiden Mineralen etwa gleich stark.

Die Berechnungen belegen eine im Vergleich zu Pb deutlich stärkere Löslichkeit von Zn, insbesondere bei steigenden Eh- und abnehmenden pH-Werten (allgemein leichtere Mobilität von Zn; siehe *Abb. 10.2.14*, Anhang). Ebenso wie bei Pyrit wird in Gegenwart von Kalk der pH auf einen Minimalwert von ca. 6,4 stabilisiert. Unter diesen Bedingungen bleiben die Zn- und Pb- Konzentrationen im Eluat weit unter 0,001mg/l.

Auch in diesem Fall gilt, daß Gesteinsschichten mit sulfidisch gebundenen Schwermetallen nicht in oxidierenden, kalkfreien Milieus Verwendung finden

dürfen, da ansonsten die Schadstoffe gelöst und ins Grundwasser gelangen würden.

10.1.5. Blei (aus Cerussit und Anglesit)

Bei den Equilibrierungen wurde jeweils nur ein Parameter verändert, während die anderen konstant gehalten wurden. Als Ausgangskonstanten waren gesetzt: Temperatur 10°C, pH-Wert 7, Eh-Wert 200mV und C-total 1000mg/l. Die Eh-Wert-Modellierung von reinem Anglesit wurde sowohl mit Ctot.= 1000 mg/l als auch mit Ctot. = 0mg/l durchgeführt.

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.17*, Anhang)

Wie erwartet, steigen die Pb-Löslichkeiten bei reinem Cerussit mit abnehmendem pH-Wert stark an (115mg/l bei pH 3). Bei einem Anstieg von pH 5 auf pH 6 wird die Freisetzung drastisch reduziert (von 5,4 auf 0,3mg/l) und erreicht bei Werten von pH 7 und pH 8 0,2mg/l. Ab pH 9 steigt die Löslichkeit dann wiederum leicht an (0,5mg/l; Komplexierung durch Hydroxide).

Durch die Hinzunahme von Calcit wird der resultierende pH-Wert der Lösung durch Karbonatpufferung heraufgesetzt (6,5 bei Ausgangs-pH 3) und das freiwerdende Blei bei Werten von unter 0,2mg/l fixiert. Ab einem Ausgangs-pH-Wert von 8 (resultierend 8,1) steigt die Löslichkeit dann erneut leicht an (0,2mg/l), um bei pH 9 etwa 0,5mg/l zu erreichen, was der Löslichkeit aus der Berechnung ohne Calcit entspricht.

Bei der Equilibrierung mit reinem Anglesit steigt die Löslichkeit von Blei ab pH >6 deutlich an. Liegen die Gehalte bei pH-Werten von 3-5 bei ca. 28mg/l, so steigen sie von 48mg/l bei pH 6 auf 394mg/l bei pH 9. Dies wird bedingt durch den C-total-Gehalt der Lösung, der zur Bildung eines gelösten Bleikarbonatkomplexes führt ($PbCO_3aq$), welcher die angegebene Lösungskonzentration hauptsächlich bestimmt (PHREEQE-Berechnung).

Kombiniert man Anglesit mit Calcit, so bewegen sich die resultierenden pH-Werte zwischen 6,5 (Ausgangswert 3) und 7,5 (Ausgangswert 9). Die Karbonatpufferung bewirkt hierbei allerdings keine Reduzierung der Löslichkeit von Blei. Die Gehalte sind im Gegenteil etwas höher als bei reinem Anglesit. Auch hier spielt wiederum die Bildung von $PbCO_3aq$ die entscheidende Rolle. Durch eine Teillösung des Calcit wird der Anteil des gelösten Bleikarbonates noch erhöht.

Wird Anglesit mit Cerussit equilibriert, so weist das Blei wieder ein „normales“ Löslichkeitsverhalten auf: die Gehalte steigen mit abnehmendem pH-Wert. Der Anteil an $PbCO_3aq$ geht somit fast vollständig zugunsten von Pb^{2+}-Ionen zurück. Der resultierende pH-Wert bewegt sich mit Werten zwischen 4,3 (Ausgangswert 3) und 5,7 (Ausgangswert 9) in z.T. deutlich niedrigeren Bereichen als bei reinem Cerussit bzw. Anglesit, was auf das Zusammenwirken von H_2CO_3 und H_2SO_4 zurückzuführen ist.

Die Hinzunahme von Calcit zum System Cerussit + Anglesit führt zu fast identischen Gehalten (ca. 0,7mg/l Pb) bei allen pH, da diese auf einen Wert von etwa 6 abgepuffert werden.

Die Equilibrierung eines karbonatischen Mineralgemenges mit Cerussit, Smithsonit, Otavit, Siderit und Calcit zeigt für Blei das gleiche Löslichkeitsverhalten wie das System Cerussit + Calcit. Die Pb-Gehalte in der Lösung reichen von 0,19mg/l bei pH 3 bis 1mg/l bei pH 10.

b) Veränderung des Eh-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.18*, Anhang)

Bei der Equilibrierung mit reinem Cerussit liegen die gelösten Bleiwerte im Bereich von -200mV bis

600mV konstant bei 0,2mg/l, da Pb^{2+} nicht Eh-abhängig ist. Unterhalb -200mV steigen die Gehalte auf 1,8mg/l (-250mV), um danach wieder leicht abzufallen (1,4mg/l bei Eh = -300mV). Das $PbCO_3$ gerät hier in den Bereich seiner Stabilitätsgrenze (pH-abhängig). Der resultierende pH-Wert steigt bei Eh-Werten < -200mV leicht an (7,3 bei -250mV, 8 bei -300mV), was zu einer Absenkung der Stabilitätsgrenze führt, so daß sich die Menge an gelöstem Pb bei -300mV wieder verringert. Unter Hinzunahme von Calcit betragen die gelösten Bleigehalte in allen Eh-Bereichen 0,18mg/l.

Blei liegt im Anglesit ebenfalls als Pb^{2+} vor und ist somit nicht Eh-abhängig. Die Stabilität von $PbSO_4$ nimmt allerdings durch die Reduktion des Sulfats zu Sulfid bei Eh-Werten < -100mV (pH 7) ab [RÖSLER 1988, siehe auch Stabilitätsbeziehungen einiger Pb-Verbindungen in *Abb. 10.1.5.1*]. Equilibriert man ohne CO_2, so liegen die gelösten Bleigehalte im Eh-Bereich -100mV bis 600mV bei 27mg/l. Bei kleineren Eh-Werten erhöht sich die Löslichkeit (-200mV = 33mg/l, -300mV = 204mg/l). Wird der Ctot.-Gehalt auf 1000mg/l heraufgesetzt, so steigen die Gehalte an gelöstem Pb sprunghaft an (-100 bis 600mV = 185mg/l, -200mV = 546mg/l, -300mV = 6983mg/l). Dabei handelt es sich jedoch in der Hauptsache um Komplexe von $PbCO_3$aq.

Die Equilibrierung von Anglesit mit Cerussit führt zu einer Verringerung der Bleilöslichkeit. Im Bereich von 600 bis -200mV sind die Gehalte nur noch gering (1,3-1,6mg/l), während sie bei Werten <-200mV erneut stark ansteigen (-250mV = 748mg/l, -300mV = 4076mg/l). Dabei wird offensichtlich das Pb bei Eh-Werten >-200mV durch die Anwesenheit des Cerussits in $PbCO_3$ gebunden, während sich der Einfluß von Cerussit bei niedrigeren Eh-Werten stark reduziert (Erreichen der Stabilitätsgrenze von Cerussit) und es erneut zu einer erheblichen Bildung von $PbCO_3$aq kommt. Durch die Hinzunahme von Calcit wird eine einheitliche Pb-Löslichkeit von 0,7mg/l in allen Eh-Bereichen bis -145mV verursacht (niedrigere Eh-Werte von PHREEQE nicht berechenbar).

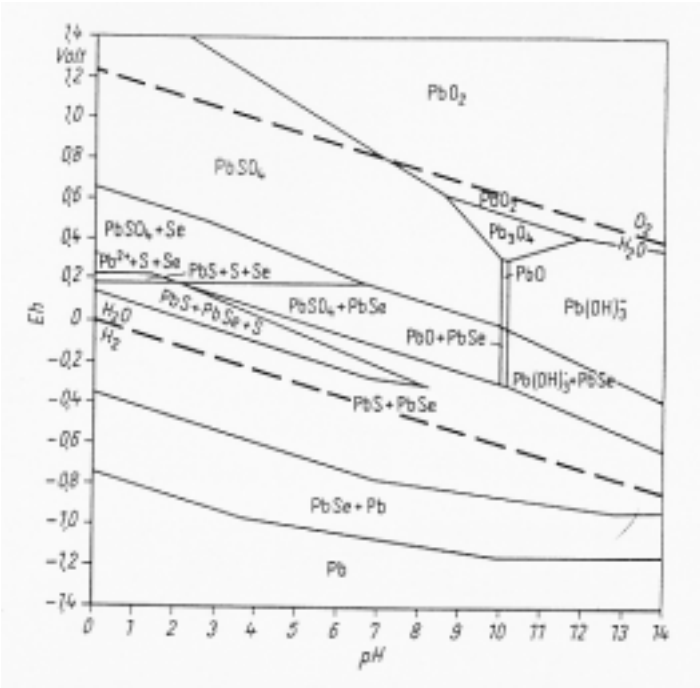


Abb. 10.1.5.1: Stabilitätsbeziehungen zwischen einigen Bleiverbindungen im System Pb-S-Se-H_2O bei 25°C und 1 bar Gesamtdruck (aus: RÖSLER 1988).

Equilibriert man schließlich ein karbonatisches Mineralsystem mit Cerussit, Smithsonit, Otavit, Siderit und Calcit, so sind bei den Bleilöslichkeiten gegenüber dem System Cerussit/Calcit keine Veränderungen festzustellen (0,18mg/l gelöstes Blei maximal; gleichbleibend über alle Eh-Bereiche).

c) Veränderung der Lösungstemperatur (s. *Abb. 10.2.19*, Anhang)

In allen untersuchten Fällen nimmt die Löslichkeit von Blei mit einer Temperaturerhöhung zu. In den equilibrierten Systemen Cerussit, Cerussit/Calcit sowie Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit steigen die maximal löslichen Pb-Gehalte von 0,15mg/l (bei 5°C) auf 0,9mg/l (bei 75°C). Im System Cerussit/Anglesit sind diese Werte leicht erhöht (1,3-3,5mg/l). Durch die Hinzunahme von Calcit wird die Löslichkeit des Pb dann wieder herabgesetzt (0,6-2,6mg/l).

Bei der Equilibrierung mit reinem Anglesit sind die Pb-Löslichkeiten wesentlich größer (168-332 mg/l). Durch die Hinzunahme von Calcit erhöhen sich die Gehalte noch einmal (258-380mg/l). Dieses Verhalten entspricht den bereits unter a) diskutierten Effekten. Dabei ist offensichtlich der aus dem Calcit gelöste CO_3^{2-}-Anteil für die Erhöhung der Gehalte an $PbCO_3$aq verantwortlich. Da sich die Löslichkeit von Calcit mit zunehmenden Temperaturen verringert, steigen die gelösten Pb-Gehalte nicht proportional zu der Equilibrierung mit reinem Anglesit. So liegen die Pb-Werte im System Anglesit/Calcit bei 5°C um den Faktor 1,53 über den Gehalten des reinen Anglesit, bei 75°C jedoch nur noch um 1,14.

d) Variation des $C_{tot.}$-Gehaltes der Lösung (s. *Abb. 10.2.20*, Anhang)

In den equilibrierten Systemen Cerussit, Cerussit/Calcit sowie Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit bewegt sich bei Vorhandensein von CO_2 der gelöste Bleigehalt in der Lösung um ca. 0,2mg/l. Bei Abwesenheit von CO_2 steigt dieser Wert bei reinem Cerussit auf 1,5mg/l, da ein geringeres Angebot von CO_3^{2-}-Ionen mehr Blei in Lösung hält. Ebensolches ist unter Hinzunahme von Calcit zu beobachten, wobei jedoch nur 1mg/l Pb in Lösung geht. Dies erklärt sich durch ein etwas höheres Angebot an CO_3^{2-}-Ionen (aus gelöstem Calcit), die einen Teil des gelösten Pb als $PbCO_3$ binden. Bei der Equilibrierung von Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit befindet sich genug CO_3^{2-} in Lösung, um das System abzupuffern und den Pb-Gehalt konstant bei etwa 0,2mg/l zu halten.

Die Equilibrierung mit reinem Anglesit zeigt dagegen ein anderes Bild. Hier steigen die gelösten Pb-Gehalte mit dem Gehalt an $C_{tot.}$ ($C_{tot.}$ = 0mg/l: 27mg/l Pb; $C_{tot.}$ = 1000mg/l: 185mg/l Pb; $C_{tot.}$ = 10000mg/l: 844mg/l Pb). Dies findet seine Begründung erneut in der Bildung von $PbCO_3$aq, dessen Konzentration mit dem Angebot an CO_3^{2-}-Ionen steigt. Durch die Hinzunahme von Calcit werden die Werte noch einmal erhöht (278-861mg/l Pb). Dabei steigen die Pb-Werte in den Bereichen niedrigerer $C_{tot.}$-Gehalte gegenüber reinem Anglesit stärker als bei hohen $C_{tot.}$-Konzentrationen, da die Ca-Löslichkeit dort aufgrund des Überangebotes von CO_3^{2-} wieder abnimmt.

Kombiniert man Cerussit mit Anglesit, so nehmen die Pb-Gehalte wieder mit zunehmenden $C_{tot.}$-Gehalten ab ($C_{tot.}$ = 0mg/l: 28mg/l Pb; $C_{tot.}$ = 100mg/l: 6,6mg/l Pb; $C_{tot.}$ = 10000mg/l: 0,6mg/l Pb). Bei der Hinzunahme von Calcit ergibt sich ein ähnliches Bild, wobei die Pb-Gehalte bei niedrigeren $C_{tot.}$-Konzentrationen geringer sind ($C_{tot.}$ = 0mg/l: 2,025 mg/l Pb; $C_{tot.}$ = 10000mg/l: 0,619mg/l Pb).

Zusammenfassend läßt sich feststellen, daß bei Anwesenheit von Cerussit ein vermehrtes Angebot an Calcit bzw. CO_2 zu einer Verminderung der Pb-Lös-

lichkeit führt, während diese bei reinem Anglesit deutlich erhöht ist.

e) Veränderung der Salzlast in der Lösung (s. *Abb. 10.2.21*, Anhang)

Da eine zunehmende Salzlast die Aktivität der gelösten Ionen (auch des Pb) vermindert, wird somit die mögliche Sättigungskonzentration an Pb erhöht. Bei der Equilibrierung mit reinem Cerussit steigen die maximal löslichen Pb-Gehalte von 0,18mg/l (0 Mol NaCl) auf 2,19mg/l (4 Mol NaCl). Nach der Hinzugabe von Calcit werden diese Werte leicht nach unten verschoben (0,18mg/l Pb bei 0 Mol NaCl; 0,57 mg/l Pb bei 4 Mol NaCl), da ein größeres CO_3^{2-}-Angebot einen Teil des gelösten Bleis zur Ausfällung zwingt. In ähnlichen Bereichen bewegen sich die Pb-Konzentrationen bei der Berechnung des Systems Cerussit/ Smithsonit/ Otavit/ Siderit/ Calcit (0,18mg/l bei 0 Mol NaCl; 0,45mg/l bei 4 Mol NaCl).

Auch in diesem Fall weist die Anglesit-Equilibrierung wesentlich höhere gelöste Pb-Gehalte auf. Sie steigen von 185mg/l Pb bei 0 Mol NaCl auf 2481mg/l Pb bei 4 Mol NaCl. Durch die Hinzunahme von Calcit werden die Sättigungskonzentrationen noch einmal erhöht (275mg/l Pb bei 0 Mol NaCl; 2551mg/l Pb bei 4 Mol NaCl). Dieses Verhalten deckt sich mit den bisherigen Beobachtungen unter a-d, da erneut $PbCO_3$aq in größeren Mengen in der Lösung vorliegt. Wird Anglesit mit Cerussit eqilibriert, so zeigt sich eine Abnahme der Sättigungskonzentration für Pb insbesondere in den Bereichen geringerer Molarität (1,4mg/l Pb bei 0 Mol NaCl; 1836mg/l Pb bei 4 Mol NaCl). Die weitere Zugabe von Calcit führt dann zu einem drastischen Rückgang der Bleilöslichkeit (0,7mg/l bei 0 Mol NaCl; 122mg/l bei 4 Mol NaCl). Dabei werden die gelösten $PbCO_3$aq-Komplexe offenbar zugunsten von $PbCO_3$ reduziert.

Insgesamt werden die Richt- und Grenzwerte der TVO (0,04mg/l) bzw. LAGA (0,02mg/l [Z0], 0,04 mg/l [Z1.1]) generell überschritten, und zwar unabhängig von den äußeren Systemparametern. Gesteinsmaterial mit erhöhten Mengen an Cerussit und insbesondere Anglesit stellt für das Grundwasser somit einen erheblichen Risikofaktor dar.

Fazit

Um potentielle Grundwasserbelastungen mit Blei zu verhindern, sollten stark anglesitführende Gesteine von einer Wiederverwendung generell ausgeschlossen sein. Bei Vorhandensein von Cerussit sind zumindest stark reduzierende Milieus sowie geringe pH-Werte und hohe Salzlasten möglicher einwirkender Lösungen zu vermeiden. Ebenso wäre bei Cerussit die Anwesenheit weiterer Karbonate (insbesondere Calcit) bzw. ein höherer CO_2-Partialdruck von großem Vorteil, um die Pb-Ionen zu binden (gilt nicht für reinen Anglesit, s.o.).

10.1.6. Zink (aus Smithsonit)

Auch bei diesen Equilibrierungen wurde jeweils nur ein Parameter verändert, während die übrigen konstant blieben. Als Ausgangskonstanten waren gesetzt: Temperatur 10°C, pH-Wert 7, Eh-Wert 200mV und C-total 1000mg/l.

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.17*, Anhang)

Die Equilibrierung von reinem Smithsonit zeigt, daß Zink mit geringeren pH-Werten zunehmend stärker in Lösung geht. Bei alkalischen pH-Werten der Ausgangslösung können maximal 2mg/l Zn in Lösung

gehen. Unter neutralen pH-Werten (7) steigt diese Konzentration auf 5mg/l. Senkt man die Werte weiter ab, so steigen die Sättigungskonzentrationen für Zink sprunghaft an (52mg/l bei pH 6; 164mg/l bei pH 3).

Durch die Zunahme der Löslichkeit von Smithsonit werden vermehrt auch CO_3^{2-}-Ionen frei, die letztlich zu einem Anstieg des resultierenden pH-Wertes (pH_{res}) der Lösung führen (pH 5: pH_{res} = 5,9 [CO_3^{2-} = 1117mg/l]; pH 3: pH_{res} = 5,8 [CO_3^{2-} = 1153 mg/l]).

Unter Hinzunahme von Calcit zeigt sich die bekannte Verminderung der Zn-Löslichkeit. Die Gehalte bewegen sich nunmehr zwischen 2mg/l (pH 8) und 18mg/l (pH 3). Die resultierenden pH-Werte liegen bei den Ausgangs-pH von 3 bis 6 durch die Karbonatpufferung etwa gleichauf (ca. pH 6,5). Die selben Zn-Konzentrationen und pH_{res}-Werte können für das equilibrierte System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit beobachtet werden.

b) Veränderung des Eh-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.18*, Anhang)

Bei der Equilibrierung mit reinem Smithsonit verändert sich die Zn-Sättigungskonzentration der Lösung im Eh-Bereich von -100mV bis 600mV nicht und liegt konstant bei 5,3mg/l, da Zn^{2+} nicht redoxabhängig ist. Ab -200mV steigen die Gehalte von 5,4mg/l Zn auf 22mg/l Zn bei Eh -250mV, um danach wieder abzufallen (13mg/l Zn bei Eh -300mV). Dies findet seine Begründung in der abnehmenden Stabilität von $ZnCO_3$ in Eh-Bereichen <-100mV (pH-abhängig). Der resultierende pH-Wert steigt ab -250mV von 7,5 auf 8,2 bei -300mV, so daß die Stabilitätsgrenze für Smithsonit zu einem niedrigeren Eh hin verschoben und somit die Menge an gelösten Zn-Ionen wieder verringert wird.

Das System Smithsonit/Calcit wurde mit $C_{tot.}$ = 0mg/l und $C_{tot.}$ = 1000mg/l equilibriert. Bei Abwesenheit von CO_2 liegen die gelösten Zn-Konzentrationen konstant bei 16mg/l. Die resultierenden pH-Werte sind auf 9,2 abgepuffert. Mit einem $C_{tot.}$-Gehalt von 1000mg/l erreichen die Sättigungskonzentrationen 4mg/l Zn. Lediglich bei -250mV steigen die Gehalte auf 6mg/l Zn. Der pH_{res}-Wert steigt von 7,2 auf 7,5 bei -250mV und 8,3 bei -300mV.

Im System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit liegen die maximal löslichen Zinkgehalte zwischen 3,4mg/l (600mV) und 5,8mg/l (-250mV), wobei ein schwankender Verlauf keinen Trend erkennen läßt.

c) Veränderung der Lösungstemperatur (s. *Abb. 10.2.19*, Anhang)

$ZnCO_3$ weist ebenso wie $CaCO_3$ bei geringeren Temperaturen eine höhere Löslichkeit auf. So sinken die Zn-Lösungskonzentrationen von 6,8mg/l bei 5°C auf 0,9mg/l bei 75°C. Die Hinzunahme von Calcit bewirkt eine leichte Absenkung dieser Werte, da ein vermehrtes Angebot an CO_3^{2-}-Ionen zu einer verstärkten Ausfällung ($ZnCO_3$) des Zinks führt. Die Gehalte reichen dann von 5mg/l Zn bei 5°C bis 0,85 mg/l Zn bei 75°C.

Die Lösungskonzentrationen aus der Equilibrierung mit Smithsonit und Calcit sind identisch mit denen des Systems Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit.

d) Variation des $C_{tot.}$-Gehaltes der Lösung (s. *Abb. 10.2.20*, Anhang)

Die Equilibrierung mit reinem Smithsonit zeigt eine Abnahme der Zn-Löslichkeit mit zunehmenden $C_{tot.}$-Gehalten. Die Werte reichen von 14mg/l Zn bei $C_{tot.}$ = 0 bis 2,6mg/l Zn bei $C_{tot.}$ = 10000mg/l. Offensichtlich führt eine größeres Angebot an CO_2 zu einer vermehrten Ausfällung von Zink als $ZnCO_3$. Unter dem Gesichtspunkt einer möglichen Kontami-

nation von Grundwasser mit Zn ist somit ein möglichst großer Anteil CO_2 in der Bodenluft wünschenswert.

Die Zugabe von Calcit führt zu leichten Löslichkeitsschwankungen. Die Zinkgehalte erreichen 16mg /l bei $C_{tot.}$ = 0 und fallen auf 3,3mg/l bei $C_{tot.}$ = 100 mg/l, um danach bis $C_{tot.}$ = 1000mg/l wieder leicht bis auf 4mg/l Zn anzusteigen. Oberhalb eines $C_{tot.}$-Gehaltes von 1500mg/l nehmen die Zinkkonzentrationen dann wieder ab (3,8mg/l Zn bei $C_{tot.}$ = 1500 mg/l; 2,5mg/l Zn bei $C_{tot.}$ = 10000mg/l). Die Zn-Gehalte liegen damit generell unter denen der reinen Smithsonit-Equilibrierung, da ein Teil des gelösten CO_2 von freigewordenem Ca gebunden wird.

Bei der Equilibrierung von Cerussit/Smithsonit/ Otavit/Siderit/Calcit sind höhere Zn-Gehalte auch bei $C_{tot.}$ = 0mg/l nicht zu beobachten (4,8mg/l Zn). Das Angebot an CO_3^{2-}-Ionen ist in diesem System genügend hoch, um einen Großteil der freiwerdenden Zn-Ionen sofort wieder in die feste Phase zu überführen. Die übrigen Zn-Werte entsprechen denjenigen des Systems Smithsonit/Calcit.

e) Veränderung der Salzlast in der Lösung (s. *Abb. 10.2.21*, Anhang)

Eine Erhöhung der Salzlast in der Lösung bewirkt eine verstärkte Zn-Löslichkeit aus Smithsonit. Bei der Equilibrierung mit reinem $ZnCO_3$ steigen die Gehalte von 5mg/l Zn (NaCl = 0 Mol) auf 44mg/l Zn (NaCl = 4 Mol). Nach der Zugabe von Calcit werden diese Werte durch das größere CO_3^{2-}-Angebot und eine damit verbundene stärkere Ausfällung von Zink reduziert (4mg/l Zn bei NaCl = 0 Mol bis 23mg/l Zn bei NaCl = 4 Mol). Die maximalen Zn-Löslichkeitskonzentrationen im System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit sind entsprechend.

Bei der Wiederverwendung von smithsonithaltigem Gestein sind erhöhte Salzlasten folglich zu vermeiden.

Fazit

Um Grenzwertüberschreitungen von Zn nach der TVO (5mg/l) zu verhindern, sollten bei der Wiederverwendung von Gesteinsmaterialien mit Smithsonit die pH-Werte einwirkender Wässer den Wert von 7 möglichst nicht unterschreiten. Die Anwesenheit von Calcit und CO_2 wäre günstig. Um die Stabilität von Smithsonit zu gewährleisten, sind stark reduzierende Milieus (<-200mV) zu vermeiden. Auch sollten keine Lösungen mit erhöhten Salzlasten auf das Gestein einwirken können.

10.1.7. Cadmium (aus Otavit)

Die Equilibrierungen wurden wiederum unter Veränderung jeweils nur eines Parameters durchgeführt, während die übrigen konstant blieben. Als Ausgangskonstanten waren gesetzt: Temperatur 10°C, pH-Wert 7, Eh-Wert 200mV und C-total 1000mg/l.

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.17*, Anhang)

Die Cd-Löslichkeit aus reinem Otavit steigt mit abnehmendem pH-Wert stark an. Bei einem pH von 9 gehen lediglich 0,5µg/l Cd in Lösung. Die Konzentration erhöht sich auf 0,02mg/l Cd bei pH 6 und erreicht 58,5mg/l Cd bei pH 3. Die resultierenden pH-Werte entsprechen zwischen 5 und 9 ihren Ausgangswerten, sind darunter jedoch leicht angehoben (pH 4 = pH_{res} 4,5; pH 3 = pH_{res} 4,2). Dies resultiert aus dem wachsenden CO_2-Angebot in der Lösung (pH 5-9 = ca. 1000mg/l CO_2 ; pH 4 = 1006mg/l CO_2 ; pH 3 = 1032mg/l CO_2).

Durch die Hinzunahme von Calcit wird der resultierende pH-Wert auf minimal 6,5 abgepuffert (bei Ausgangs-pH von 3 bis 6) und die maximale Cd-

Konzentration in der Lösung drastisch reduziert (0,0041mg/l Cd bei pH 3). Die Equilibrierung des Systems Cerussit/ Smithsonit/ Otavit/ Siderit/ Calcit zeigt dieselben Werte. Zur Vermeidung von Grenzwertüberschreitungen nach TVO (5µg/l) bzw. LAGA (2µg/l [Z0, Z1.1]), sind bei einer Wiederverwertung Cd-karbonatreichen Gesteins pH-Werte < 7 zu verhindern.

b) Veränderung des Eh-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.18*, Anhang)

Bei reinem Otavit liegen die gelösten Cd-Gehalte im Eh-Bereich zwischen -200 und 600mV bei 0,0013 mg/l. Ab einem Eh-Wert von -210mV erhöhen sich die Konzentrationen von 0,002mg/l Cd auf 0,52mg/l bei -240mV. Darunter fallen die Cd-Gehalte dann wiederum ab (-250mV: 0,46mg/l Cd; -300mV: 0,21 mg/l Cd). Durch die Zugabe von Calcit werden diese Werte stark reduziert (-200 bis 600mV: 0,001mg/l Cd; -250mV: 0,0014mg/l). Ursache für diese sich kaum verändernden Konzentrationen ist das vermehrte Angebot an CO_3^{2-}-Ionen, welches zu einer Ausfällung von größeren Cd-Anteilen führt. Die Cd-Werte des Systems Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit entsprechen der Kombination Otavit/Calcit, vergleichbar dem Verhalten von Pb und Zn in den jeweiligen Karbonatsystemen.

c) Veränderung der Lösungstemperatur (s. *Abb. 10.2.19*, Anhang)

Die $CdCO_3$-Löslichkeit nimmt, wenn auch nur geringfügig, mit abnehmender Lösungstemperatur zu (vergleiche Zn). Die Gehalte steigen bei reinem Otavit von 0,7µg/l Cd (75°C) auf 1,5µg/l Cd (5°C). Entsprechend verringern sich diese Werte etwas bei der Hinzunahme von Calcit (0,7µg/l Cd bei 75°C; 1,1 µg/l Cd bei 5°C). Selbiges gilt für das System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit, in dem Zn das gleiche Verhalten wie Cd zeigt (im Gegensatz zu Pb, s.o.).

d) Variation des $C_{tot.}$-Gehaltes der Lösung (s. *Abb. 10.2.20*, Anhang)

Die maximale Cd-Konzentration der Lösung nimmt bei reinem Otavit mit zunehmendem $C_{tot.}$-Gehalt ab. Aufgrund mangelndem CO_3^{2-}-Angebot und einer geringen Ausfällungsrate ist der Cd-Gehalt bei Abwesenheit von $C_{tot.}$ somit am größten (0,143mg/l Cd). Durch die stufenweise Erhöhung von $C_{tot.}$ führt das zunehmende CO_3^{2-}-Angebot zu einer Cd-Ausfällung und die Cadmiumwerte verringern sich von 0,0065mg/l ($C_{tot.}$=100mg/l) auf 0,7µg/l ($C_{tot.}$=10000 mg/l). Ein ausreichendes CO_2-Angebot ist somit bei der umweltgerechten Wiederverwendung von otavithaltigem Gestein unabdingbar.

Nach der Zugabe von Calcit liegen die gelösten Cadmiumgehalte zwischen 0 und 1µg/l. Die Werte schwanken insgesamt und lassen somit keinen Trend erkennen. Generell läßt sich sagen, daß das größere Angebot an CO_3^{2-} keine höheren Löslichkeiten für Cadmium zuläßt. Das equilibrierte System Cerussit/ Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit zeigt fast identische Cd-Löslichkeiten.

e) Veränderung der Salzlast in der Lösung (s. *Abb. 10.2.21*, Anhang)

Eine Erhöhung der Salzlast in der Lösung bewirkt eine verstärkte Cd-Löslichkeit aus Otavit. Die Konzentrationen steigen von 0,0013mg/l Cd bei NaCl = 0 Mol auf 2mg/l Cd bei NaCl = 4 Mol. Durch Zugabe

von Calcit werden diese Werte verringert (0,001mg/l Cd bei NaCl = 0 Mol; 0,5mg/l Cd bei NaCl = 4 Mol). Das System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit stellt zusätzliche CO_3^{2-}-Ionen zur Ausfällung bereit, so daß die Cd-Konzentrationen der Lösung weiter zurückgehen (0,001mg/l Cd bei NaCl = 0 Mol; 0,35 mg/l Cd bei NaCl = 4 Mol).

Wie die Ergebnisse zeigen, sind erhöhte Salzlasten bei der Wiederverwendung unbedingt zu vermeiden.

10.1.8. Sulfat (aus Anglesit)

Als Konstanten waren gesetzt: Temperatur 10°C, pH-Wert 7, Eh-Wert 200mV und C-total 1000mg/l. Jeweils ein Parameter wurde verändert.

a) Veränderung des pH-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.17*, Anhang)

Die Sulfatlöslichkeit aus reinem Anglesit steigt mit Zunahme des pH-Wertes. Dies geschieht, analog Pb, ab pH-Werten >5 (pH 3-5: 12-13mg/l SO_4; pH 6: 22mg/l SO_4; pH 9: 182mg/l SO_4). Gleiches ist für das System Anglesit/Calcit zu beobachten, wo lediglich die absoluten Konzentrationen ansteigen (pH 3-5: 74-76mg/l SO_4; pH 6: 83mg/l SO_4; pH 9: 213mg/l SO_4).

Im System Anglesit/Cerussit ist das Verhältnis von SO_4 und Pb entgegengesetzt. Während Blei hier mit abnehmendem pH-Wert zunehmend stärker in Lösung geht, steigt die SO_4-Konzentration wiederum mit dem pH-Wert an (pH 3: 3mg/l SO_4; pH 9: 756 mg/l SO_4). Durch die Hinzunahme von Calcit wird dann die Sättigungskonzentration für SO_4 deutlich angehoben, während Blei größtenteils sofort wieder als $PbCO_3$ ausgefällt wird. Die SO_4-Gehalte steigen von 29408mg/l bei pH 3 auf 29871mg/l bei pH 9.

Bei der Wiederverwendung anglesithaltigen Gesteins sind daher alkalische Milieus unbedingt abzulehnen (Grenzwert TVO: 240mg SO_4/l; LAGA [Z0, Z1.1]: 50mg SO_4/l). Da jedoch die Pb-Grenzwerte in jedem Fall überschritten werden (vgl. 10.1.5.), ist von einer Verwertung stark anglesithaltigen Gesteins nachdrücklich abzuraten.

b) Veränderung des Eh-Wertes der Lösung (s. *Abb. 10.2.18*, Anhang)

Die SO_4-Löslichkeit aus Anglesit nimmt, ebenso wie bei Pb, mit abnehmenden Eh-Werten zu, wobei die $C_{tot.}$-Gehalte der Lösung von entscheidender Bedeutung für die Höhe der Konzentrationen sind. In Abwesenheit von $C_{tot.}$ steigen die Werte von 12mg/l SO_4 bei Eh = -100 bis 600mV auf 95mg/l SO_4 bei Eh -300mV. Wird nun $C_{tot.}$ auf 1000mg/l erhöht, so nehmen die SO_4-Gehalte von 86mg/l bei Eh -100 bis 600mV auf 3237mg/l bei Eh = -300mV zu.

Das System Cerussit/Anglesit verhält sich analog den vorgenannten Systemen, wobei die Gehalte im oxidierenden Bereich allerdings stärker ansteigen (560mg/l SO_4 bei Eh = 1-600mV). Die weitere Zugabe von Calcit vergrößert die Ausfällung des gelösten Pb als $PbCO_3$ und hält große Mengen von SO_4 in Lösung (Eh 1-600mV: 29763mg/l; Eh -145mV: 30546mg/l).

c) Veränderung der Lösungstemperatur (s. *Abb. 10.2.19*, Anhang)

Bei reinem Anglesit nimmt die Löslichkeit des SO_4 mit der Temperatur zu. Sie steigt von 78mg/l SO_4 bei 5°C auf 154mg/l SO_4 bei 75°C. Die Hinzunahme von Calcit bewirkt eine weitere Erhöhung dieser Werte (120mg/l SO_4 bei 5°C; 176mg/l SO_4 bei 75°C).

Die Equilibrierung von Cerussit und Anglesit zeigt Schwankungen in den Konzentrationen. So steigen die SO_4-Gehalte von 545mg/l bei 5°C auf 600

mg/l bei 45-55°C, um danach wieder leicht auf 590 mg/l bei 75°C abzunehmen. Durch die Zugabe von Calcit werden die Werte erneut drastisch erhöht. Da die Löslichkeit von Calcit mit Zunahme der Temperatur abnimmt, zeigt auch SO_4 dieses Verhalten (31762mg/l SO_4 bei 5°C; 7727mg/l SO_4 bei 75°C). Die Löslichkeit von SO_4 aus Anglesit wird also direkt vom gelösten Anteil an Calcit bestimmt.

d) Variation des $C_{tot.}$-Gehaltes der Lösung (s. *Abb. 10.2.20*, Anhang)

Die Equilibrierungen zeigen in allen Systemen eine Zunahme der SO_4-Löslichkeit mit Erhöhung des $C_{tot.}$-Gehaltes der Lösung. So steigt bei reinem Anglesit die SO_4-Konzentration von 12mg/l bei $C_{tot.}$ = 0 mg/l auf 391mg/l bei $C_{tot.}$ = 10000mg/l. Die Zugabe von Calcit erhöht diese Werte insbesondere in den unteren Bereichen (129mg/l SO_4 bei $C_{tot.}$ = 0mg/l; 399mg/l SO_4 bei $C_{tot.}$ = 10000mg/l).

Das System Cerussit + Anglesit zeigt eine deutliche steigende Konzentration von SO_4. Liegen die Gehalte bei $C_{tot.}$ = 0mg/l noch bei 12mg/l SO_4, so steigen sie bereits bei $C_{tot.}$ = 1000mg/l auf 560mg/l SO_4 an, und erreichen bei $C_{tot.}$ = 10000mg/l schließlich eine Lösungskonzentration von 5844mg/l SO_4. Die Zugabe von Calcit führt dann wiederum zu einer enormen Verstärkung der SO_4-Löslichkeit (29507-32792mg/l). Wie unter 10.1.5. gezeigt, sinken gleichzeitig die Pb-Konzentrationen, da das vermehrte Angebot an CO_2 das gelöste Blei als $PbCO_3$ bindet, was andererseits das Sulfat in Lösung hält.

e) Veränderung der Salzlast in der Lösung (s. *Abb. 10.2.21*, Anhang)

Generell steigt in allen Systemen die Löslichkeit von SO_4 aus Anglesit mit zunehmender Salzlast der Lösung. Bei reinem Anglesit erhöhen sich die Werte von 86mg/l SO_4 bei 0 Mol auf 1150mg/l SO_4 bei 4 Mol NaCl. Durch die Hinzunahme von Calcit vergrößern sich diese Gehalte von 127mg/l SO_4 bei 0 Mol auf 1183mg/l SO_4 bei 4 Mol NaCl.

Das System Cerussit/Anglesit führt zu noch höheren Konzentrationen an SO_4 (560mg/l bei 0 Mol; 1524mg/l bei 4 Mol NaCl). Nach der Zugabe von Calcit zeigen sich die bereits aus a – e bekannten, immens hohen Löslichkeitskonzentrationen für SO_4. Dabei wird wiederum deutlich, daß das Ca die ausschlaggebende Komponente für diese starke Löslichkeit darstellt. So steigen die SO_4-Gehalte bis 1 Mol NaCl analog den Ca-Werten an und lassen bei einer weiteren Salzlasterhöhung mit diesen wieder nach (29763mg/l SO_4 bei 0 Mol, 32528mg/l SO_4 [max] bei 1 Mol, 25359mg/l SO_4 bei 4 Mol NaCl).

Generell sind also höhere Salzlasten bei der Wiederverwendung zu vermeiden.

10.1.9. Eisen (aus Siderit)

Siderit wurde lediglich im System Cerussit/Smithsonit/Otavit/Siderit/Calcit equilibriert. Als Konstanten waren gesetzt: Temperatur 10°C, pH-Wert 7, Eh-Wert 200mV und C-total 1000mg/l. Jeweils ein Parameter wurde verändert.

Bei der Variation des pH-Wertes bleiben die Löslichkeiten des Fe von pH 3 bis 5 konstant (2 mg/l, s. *Abb. 10.2.17*, Anhang). Eine Anhebung des pH bis 8 führt zu einer Absenkung der Gehalte (bis 0,22mg/l Fe bei pH 8). Darüber hinaus steigen dann die Fe-

Konzentrationen deutlich an (pH 9: 7,3mg/l Fe; pH 10: 119mg/l Fe).

Unter stark oxidierenden Bedingungen können hohe Konzentrationen Fe aus Siderit in Lösung gehen (Eh 300mV: 0,6mg/l; Eh 600mV: 5087mg/l). Im reduzierenden bis leicht oxidierenden Bereich liegen die Werte relativ konstant bei 0,35-0,43mg/l Fe (s. *Abb. 10.2.18*, Anhang). Bei starker Reduktion sinkt die Löslichkeit weiter ab (Eh -300mV: 0,18mg/l Fe). Dabei ist jedoch zu bedenken, daß das Fe in stark oxidierenden Milieus als Fe^{3+} fixiert wird, was in der Berechnung nicht deutlich wird, da ohne Fe-Oxide equilibriert wurde (siehe dazu *Abb. 10.1.3.1: Stabilitätsbeziehungen wichtiger Fe-Minerale*).

Bei Variation der Lösungstemperatur zeigen sich deutliche Schwankungen im Fe-Lösungsverhalten (s. *Abb. 10.2.19*, Anhang). So sinken die Gehalte mit zunehmender Temperatur anfänglich leicht ab (0,4 mg/l Fe bei 5°C; 0,28mg/l Fe bei 25°C). Danach steigt die Konzentration von 0,28mg/l Fe bei 35°C auf 5,1mg/l Fe bei 75°C.

In Abwesenheit eines $C_{tot.}$-Gehaltes in der Lösung können 23mg/l Fe aus dem Siderit in Lösung gehen. Erfolgt eine Anreicherung mit $C_{tot.}$ = 100 mg/l, so reduziert sich dieser Wert auf 3mg/l Fe. Bei einer weiteren Anhebung des $C_{tot.}$ werden die Fe-Gehalte bei etwa 0,3-0,35mg/l fixiert (siehe *Abb. 10.2.20*, Anhang).

Eine Anhebung der Salzlast bewirkt eine Zunahme der Fe-Löslichkeit von 0,35mg/l bei 0 Mol NaCl auf 0,645mg/l Fe bei 4 Mol NaCl (s. *Abb. 10.2.21*, Anhang).

Insgesamt erzeugt das equilibrierte System generell Lösungen mit Gehalten > 0,2mg Fe/l (TVO-Grenzwert). In diesem Zusammenhang sei jedoch noch einmal auf die Problematik der Equilibrierungsberechnung verwiesen, wonach fehlende Mineralparagenesen zu deutlich höheren Lösungskonzentrationen führen können (s.o.: Fe-Oxide im oxidierenden Milieu).

11. Elementbelastungen und Klassifizierungen

Die aus den Untersuchungen der verschiedenen Gesteinsschichten des Großraumes Stuttgart gewonnenen Parameter bilden die Grundlage für Aussagen zur Verwendungsfähigkeit dieser Materialien. Grundsätzlich stellt dabei der Schutz der Umwelt, in diesem Falle insbesondere von Grundwasser und Böden, das Hauptkriterium für die Wiederverwertung dar. Geologisches Material mit hohen Gehalten an vor allem leicht löslichen Inhaltsstoffen von potentiell toxischem Charakter muß kritisch beurteilt und mit Einschränkungen zur Verwendungsfähigkeit versehen werden.

Bezugspunkte für eine auch im rechtlichen Rahmen vertretbare Entscheidung zur Nutzungsmöglichkeit von Gesteinen definierter stratigraphischer Horizonte bilden die für die vorliegende Problematik relevanten Grenz- und Richtwerte des Bundes und der Länder der Bundesrepublik Deutschland. Da diese Werte für die Beurteilung von Böden erstellt wurden, hier jedoch Gesteine zu klassifizieren sind, müssen weitergehende Kriterien und Relativierungen berücksichtigt werden, als dies für Böden der Fall ist.

Die Zuordnung der Sedimente zu Belastungsklassen kann unter mehreren Gesichtspunkten erfolgen. Da die vorliegende Studie als eigentliches Ziel Aussagen zur Klassifizierung für eine Wiederverwendung abgebauter Gesteine anstrebt, soll im folgenden die Herleitung der schließlich vorgeschlagenen Zuordnungskriterien genauer aufgezeigt und belegt werden. Dabei wird die Herleitung einer möglichst einfach und schlüssig zu handhabenden Klassifizierung im Auge behalten, die dennoch alle für die hier untersuchten Gesteine wesentlichen Belastungskriterien berücksichtigt. Die Klassifizierungsmöglichkeiten beruhen auf verschiedenen Ansatzpunkten, die nachfolgend im einzelnen diskutiert werden sollen.

Die folgende Tabelle *11.1.* gibt eine Übersicht über die Grenz- und Richtwertüberschreitungen einzelner Elemente in den verschiedenen Schichten. Bei den LAGA-Richtwerten ist jeweils die Überschreitung der zugehörigen Einbauklasse angegeben (Z-Wert). Im Falle der TVO werden aus analysentechnischen Gründen für Kalium und Ammonium die geogen bedingten Grenzwerte verwendet. Die relevanten Grenz- und Richtwerte entsprechen den in Kapitel 6 angegebenen Klassen.

Tab. 11.1: Grenzwertüberschreitungen in den einzelnen Schichten:

Angegeben sind die Parameter, bei denen eine Grenzwertüberschreitung in dem jeweiligen Bereich vorliegt.
Bei Überschreitung der LAGA-Richtlinien wurde zusätzlich die überschrittene Zuordnungseinheit angegeben (Z-Klassen 0 - 2).
Z 0: ca. natürlicher Hintergrundwert; bis Z 1: Einschränkungen bestimmter Nutzungsmöglichkeiten;
bei Einbau von Materialien mit Gehalten bis Z 2 müssen definierte techn. Sicherungsmaßnahmen für den Grundwasserschutz vorgenommen werden.
LF = Leitfähigkeit

Geologische Formation	Trinkwasser-verordnung	Grenzwerte Boden (KLOKE etc.)	Z-Werte Boden (LAGA)	Z-Werte Eluat (LAGA)
so, Röttone		**Hg**	**Cd** (Z 1.1), **Hg** (Z 1.1)	**Chlorid** (Z 1.1)
mo2, Mergel/Tone an d. Basis				**SO4** (Z 2)
mo2, Tonhorizonte	**SO4**	**B, Ni**	**Cd** (Z 0), **Ni** (Z 0), **Cu** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	**SO4**			**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
ku Basis, Vitriolschiefer		**Ni**	**Ni** (Z 0), **Cu** (Z 0)	**SO4** (Z 1.1), **Pb** (Z 0)
ku, Estherienschichten		**B, Ni**	**Ni** (Z 0), **Cr** (Z 0), **Cu** (Z 0)	
km1, Grundgipsschichten, nicht ausgelaugt	**Al**, **Ca**, **SO4**, **Cd**, **Ni**, **Cr**, **LF**		**Cd** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **Cd** (Z 1.2), **Ni** (Z 1.1), **Cr** (Z 1.1), **Cu** (Z 1.1), **LF** (Z 2)
km1, Grundgipsschichten, ausgelaugt			**Cd** (Z 0), **Ni** (Z 0)	
km1, Bochinger Horizont				
km1, Dunkelrote Mergel		**B**	**Cd** (Z 0), **Ni** (Z 0), **Cr** (Z 0)	
km1, Mittlerer Gipshorizont	**Ca, SO4, LF**			**SO4** (Z 2), **Cr** (Z 0), **LF** (Z 2)
km1, Estherienschichten		**B**		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	**Al**		**Cd** (Z 0)	
km2, Schilfsandstein				
km2, Dunkle Mergel des oberen km2		**B**	**Cd** (Z 0)	**Pb** (Z 0)
km3u, Rote Wand		**B**	**Cd** (Z 0), **Cr** (Z 0)	
km3u, Untere Bunte Mergel	**Pb**		**Cd** (Z 0)	**Pb** (Z 1.1)
km3l, Lehrbergschichten		**Se**	**Cd** (Z 1.1), **Ni** (Z 0)	
km3o, Obere Bunte Mergel		**B**		
km4, Stubensandstein				
km5, Knollenmergel		**B**	**Cd** (Z 0)	
ko, Rhät-Tonstein	**Mn, SO4**	**As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	**Mn, SO4**	**Pb**	**Pb** (Z 1.2), **Cd** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
sj alpha1, Psilonotentone	**Pb**			**Pb** (Z 1.1)
sj alpha2, Angulatensandstein	**Mn, SO4**	**Cd**	**Cd** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2)
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein			**Cd** (Z 0)	**SO4** (Z 2)
sj beta, Untere Schwarzjuratone	**Fe**		**Cd** (Z 1.1), **Ni** (Z 0)	
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	**SO4**	**Ni**	**Zn** (Z 0), **Ni** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
sj delta, Obere Schwarzjuratone		**Ni**	**Cd** (Z 1.1), **Ni** (Z 1.1)	

Geologische Formation	Trinkwasser-verordnung	Grenzwerte Boden (KLOKE etc.)	Z-Werte Boden (LAGA)	Z-Werte Eluat (LAGA)
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**Mn, SO4, Cd, Ni, Cr**	**Cd, Ni, V, Se**	**Zn** (Z 0), **Cd** (Z 1.1), **Ni** (Z 0), **Cu** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **Cd** (Z 1.2), **Ni** (Z 1.1), **Cr** (Z 1.1), **Cu** (Z 1.1), **LF** (Z 1.1)
sj epsilon2, Tonmergel	**Mn, SO4**	**Cd, Ni, V, Se**	**Cd** (Z 1.1), **Ni** (Z 0), **Cu** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **Cd** (Z 1.1), **LF** (Z 1.1)
sj epsilon2, Stinkkalke	**SO4**		**Cd** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**Mn, SO4, Cd, Ni**	**Cd, Ni, V, Se**	**Zn** (Z 0), **Cd** (Z 1.2), **N**i (Z 0), **Cu** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **Cd** (Z 1.2), **Ni** (Z 1.1), **Cr** (Z 1.1), **LF** (Z 1.1)
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**SO4, Zn**	**Cd, Ni, V, Hg, Se**	**Zn** (Z 0), **Cd** (Z 1.2), **Ni** (Z 1.1), **Cu** (Z 0), **Hg** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj alpha, Opalinuston		**B, V**	**Cd** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj beta; Zopfplatten				**SO4** (Z 1.2)
bj beta; Tolutariazone		**As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 1.1)
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	**pH** z.T < 6	**Ni, As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **pH** (Z 1.2)
bj beta; Personatensandstein	**Mn, SO4**	**As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	**Mn**	**As**	**Ni** (Z 0), **As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj gamma; Wedelsandstein				**SO4** (Z 1.2)
bj delta; Dorsetensienbank				**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj delta; Humphriesi-Oolith		**As**	**Ni** (Z 0), **As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2)
bj delta; Coronatenschichten	**SO4**	**As**	**As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj delta; Blagdeni-Schichten	**SO4**	**As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 2)
bj delta; Subfurcatus-Oolith	**SO4**	**Ni, Cr, V, As**	**Ni** (Z 0), **Cr** (Z 1.1), **As** (Z 1.2)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj delta; Hamitenton		**As**	**As** (Z 0)	**SO4** (Z 2)
bj delta; Parkinsoni-Oolith		**Co, Ni, Cr, V, As**	**Ni** (Z 1.1), **Cr** (Z 1.2), **As** (Z 2), **Hg** (Z 0)	**SO4** (Z 2)
bj epsilon; Obere Braunjuratone	**SO4**	**Ni, As**	**Ni** (Z 0), **As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2), **LF** (Z 1.1)
bj zeta; Macrocephalus-Oolith		**Co, Ni, Cr, V, As**	**Ni** (Z 0), **Cr** (Z 1.2), **As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2)
bj zeta; Ornatenton		**Ni, As**	**Ni** (Z 0), **As** (Z 1.1)	**SO4** (Z 2)
wj alpha; Grenzglaukonit		**B, Ni**	**Ni** (Z 0)	**SO4** (Z 1.2)
wj alpha, Untere Weißjuramergel			**Cd** (Z 0)	**SO4** (Z 2)
ob. wj gamma, Mergel				

11.1. Schichteneinteilung nach Belastungsstärke auf der Basis von Gesamtgehalten im Gestein

Als die zunächst am einfachsten erscheinende Möglichkeit werden nachfolgend die geologischen Formationen nach der Anzahl der Parameter eingeteilt, welche Überschreitungen der in der vorhergehenden Tabelle aufgelisteten Grenz- bzw. Richtwerte für Gesamtgehalte aufweisen (Kloke-Liste und Z-Werte Boden nach LAGA). Schichten ohne derartige Überschreitungen werden als unbelastet, solche mit einer Vielzahl an Überschreitungen als stark belastet angesprochen.

Der Auflistung von Richt- und Grenzwerten entsprechend sind unter Parametern je nach Regelwerk zu verstehen:

- die Stoffgehalte im Ausgangsgestein (Gesamtgehalte)
- die Stoffgehalte im Eluat sowie als Summenparameter die Leitfähigkeit (an dieser Stelle nicht relevant; siehe dazu 11.2.)

Die einfache Bewertung der Schichten auf der Grundlage der Gesamtgehalte ist als vorläufig anzusehen und wird in den späteren Abschnitten relativiert. Sie orientiert sich jedoch an den Vorschriften der Klärschlammverordnung bzw. den Vorschlägen der LAGA zur Beurteilung von Böden.

a) Unbelastete Schichten

Folgende Schichten weisen keinerlei Grenz- und Richtwertüberschreitungen bei den Gesamtgehalten auf:

- mo2: Mergel / Tone an der Basis
- mo2: Mergel / Tone im oberen Abschnitt
- km1: Bochinger Horizont
- km1: Mittlerer Gipshorizont
- km2: Schilfsandstein
- km4: Stubensandstein
- sj α 1: Psilonotentone
- bj β: Zopfplatten
- bj γ: Wedelsandstein
- bj δ: Dorsetensienbank
- wj γ: Obere Weißjuramergel

b) Schwach belastete Schichten

Nachfolgend angegebene geologische Formationen enthalten maximal 2 Parameter, die zu einer Grenz- oder Richtwertüberschreitung bei den Gesamtgehalten führen. Ein Parameter wird dabei einfach gewertet, auch wenn dieser in mehreren Grenz- oder Richtwertklassen auftritt. So überschreiten z.B. die Hg-Gesamtgehalte in den Röttonen sowohl die Grenzwerte Boden nach KLOKE als auch die Z1.1-Werte Boden nach der LAGA. Die Wertung für Hg erfolgt jedoch nur einfach (1 Überschreitungsparameter).

- so: Röttone
- ku Basis: Vitriolschiefer
- km1: Grundgipsschichten, nicht ausgelaugt
- km1: Grundgipsschichten, ausgelaugt
- km1: Estherienschichten
- km2: Dunkle Tonsteine im Schilfsandstein
- km2: Dunkle Mergel des oberen km2
- km3u: Untere Bunte Mergel
- km3o: Obere Bunte Mergel
- km5: Knollenmergel
- ko: Rhät-Tonstein
- sj α 1: Psilonotenkalke
- sj α 2: Angulatensandstein
- sj α 2: Angulatentone
- sj β: Untere Schwarzjuratone
- sj γ: Untere Schwarzjuramergel
- sj δ: Obere Schwarzjuratone
- sj ε 2: Stinkkalke
- bj β: Tolutariazone
- bj β: Unterer Donzdorfer Sandstein
- bj β: Personatensandstein
- bj β: Oberer Donzdorfer Sandstein
- bj δ: Humphriesi-Oolith
- bj δ: Coronatenschichten
- bj δ: Blagdeni-Schichten
- bj δ: Hamitenton
- bj ε: Obere Braunjuratone
- bj ζ: Ornatenton
- wj α: Grenzglaukonit
- wj α: Untere Weißjuramergel

c) Schichten mit mittelstarker Belastung

Die in dieser Rubrik aufgeführten Schichten enthalten 3 – 4 grenz- bzw. richtwertüberschreitende Parameter für Gesamtgehalte, wobei auch hier gleichzeitig in mehreren Zuordnungsgrundlagen auftretende Parameter nur einfach gewertet wurden.

- mo2: Tonhorizonte
- ku: Estherienschichten
- km1: Dunkelrote Mergel
- km3u: Rote Wand
- km3l: Lehrbergschichten
- bj α: Opalinuston
- bj δ: Subfurcatus-Oolith

d) Stark belastete Schichten

Stark belastete Schichten enthalten 5 oder mehr grenz- oder richtwertüberschreitende Parameter für Gesamtgehalte, wobei wiederum jeder Parameter nur einfach gewertet wurde.

- sj ε 1: Seegrasschiefer
- sj ε 2: Tonmergel
- sj ε 3: Wilde Schiefer
- sj ζ: Obere Schwarzjuramergel
- bj δ: Parkinsoni-Oolith
- bj ζ: Macrocephalus-Oolith

Die hier vorgesehene Klassifizierung folgt, wie oben erwähnt, zunächst derjenigen zur Beurteilung von Böden anhand von Gesamtgehalten, wie sie etwa die Klärschlammverordnung oder die LAGA vorschlägt bzw. vorschreibt und scheint eine einfache Grundlage für die Bewertung von Schichten zu bieten.

Für eine grobe Übersicht ist diese Einteilung bei Böden möglich. Ihre Entstehung ist u.a. an die Verwitterung gekoppelt. Somit sind Böden unter Atmosphärenbedingungen mit deren Umfeld equilibriert. Natürliches Gesteinsmaterial besteht ebenso wie Böden aus einer Vielzahl von chemischen Verbindungen, die im einzelnen unterschiedlich stark löslich sind. Daraus ergeben sich für die einzelnen Elemente generell weit höhere Gesamtgehalte als lösliche Anteile. Somit kann die Beurteilung auf der Basis von Gesamtgehalten zu einer Einteilung führen, die zur realen Stoffdynamik nur wenig Bezug aufweist. In die Diskussion muß daher auch die Klassifizierung entsprechend der löslichen Anteile einbezogen werden.

11.2. Beurteilung der Schichten unter Beschränkung auf die Eluatwerte

Gesteine unterscheiden sich von Böden grundsätzlich dadurch, daß sie zunächst nicht mit der offenen Atmosphäre im Gleichgewicht stehen. Bei der Exposition an die Atmosphäre wird ein gewisser Anteil der Gesteinskomponenten instabil und wandelt sich in Anpassung an die neuen Bedingungen um und/oder geht in Lösung. Im Gegensatz zu Böden enthalten somit frische Gesteine einen grundsätzlich höheren Anteil löslicher Komponenten. Bei der Wiederverwertung von Gesteinsmaterial sind durch Lösung von Inhaltsstoffen Belastungsspitzen zu erwarten, die sich mehr oder weniger schnell abbauen.

Diese Gegenüberstellung von Böden und Gesteinen muß jedoch insofern relativiert werden, als Böden wiederum erhebliche Anteile an Metallen adsorptiv gebunden führen und unter diesem Aspekt ein hohes Umweltrisiko darstellen können [BRÜMMER 1983, SPOSITO 1983, TILLER et al. 1984, GERTH 1985, LOTZE 1992, KOCH & GRUPE 1993, ZACHMANN & BLOCK 1994]. Adsorptive Bindungen sind in der Regel wenig stabil und somit leicht verfügbar.

Die Gegenüberstellung belegt, daß die Gesamtgehalte kein adäquates Kriterium zur Klassifizierung

von Böden und Gesteinen darstellen. Vielmehr ist einer Einteilung als wichtigster bzw. minimaler Basisparameter der lösliche Anteil von Schadstoffen zugrunde zu legen. Auf Grund der Vielzahl möglicher Bindungsformen (Minerale) mit einer jeweils spezifischen Löslichkeit sind die einzelnen Gesteine entsprechend ihres Elutionsverhaltens zu überprüfen. Erst auf dieser Grundlage kann eine Klassifizierung aufbauen.

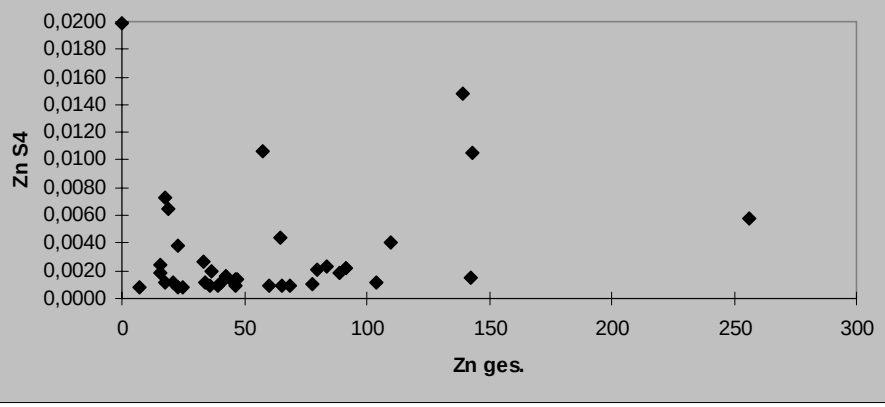
Die Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) der Bundesrepublik Deutschland hat für die Verwertung von Bodenmaterial, worunter in diesem Zusammenhang auch natürliche Gesteine fallen, verschiedene Zuordnungsklassen für den Einbau (Z0-Z2) definiert. Hierbei unterscheidet die LAGA bereits zwischen Gesamtgehalten (Z-Werte Boden) und löslichen Anteilen (Z-Werte Eluat). Die von der LAGA vorgegebenen Gefährdungsklassen können somit zunächst für die Klassifizierung herangezogen werden. Im gleichen Sinne werden zur Beurteilung die Grenzwerte der TVO verwendet.

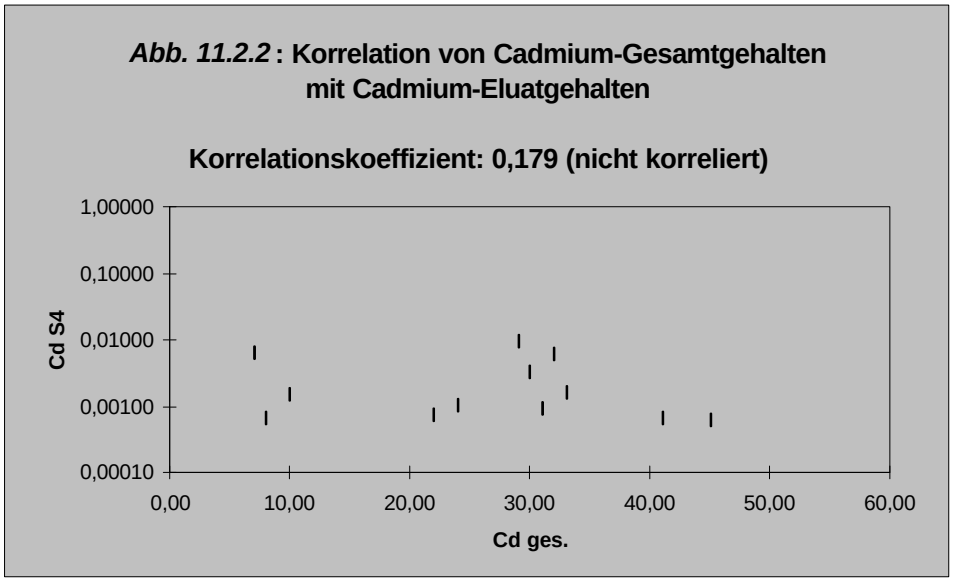
Zunächst belegen die nachfolgend dargestellten Diagramme (*Abb. 11.2.1 - 11.2.3*) von Korrelationen zwischen Gesamt- und Eluatgehalten für Zink, Cadmium und Kupfer, daß kein Zusammenhang zwischen der Höhe der Gesamtgehalte eines Elementes im Gestein und seiner Eluierbarkeit besteht. Grundlage für die Korrelation waren dabei die gemittelten Meßwerte der untersuchten Schichten. Dieser Befund, der auch durch die geochemischen Modellierungen untermauert wird (siehe Kapitel 10), bestätigt den oben diskutierten Ansatz, wonach für eine Klassifizierung nicht die Gesamtgehalte, sondern vielmehr die löslichen Anteile ausschlaggebend sein müssen.

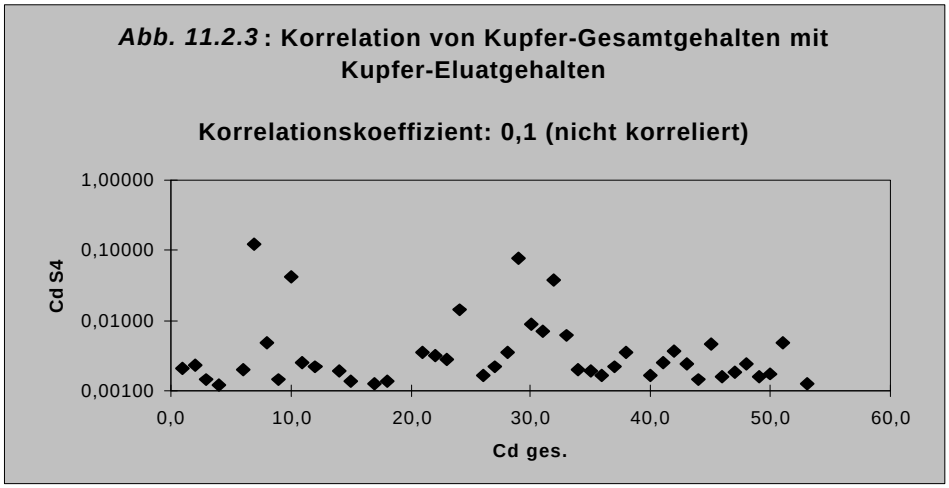
Somit sind die Gesamtgehalte von Gesteinen für die vorliegende Problemstellung im Vergleich zu den eluierbaren Gehalten von nachrangiger Bedeutung. Die Bestimmung der löslichen Anteile erfolgte mit dem Verfahren der S4-Laugung. Wie die ausführliche Diskussion zum Abgleich der eluierbaren Gehalte mit den Konzentrationen natürlicher Wässer belegt (vgl. Kapitel 9), kann das Verfahren als geeignete Annäherung an die natürliche, von Gesteinen ausgehende Belastungssituation angesehen werden. Durch dieses Verfahren wird die Lösung vom Gestein selbst auf den seinem Mineralinhalt entsprechenden pH-Wert abgepuffert.

***Abb. 11.2.1*: Korrelation von Zink-Gesamtgehalten mit Zink-Eluatgehalten**

Korrelationskoeffizient: 0,161 (nicht korreliert)







Bei den untersuchten und für Baden-Württemberg maßgebenden Gesteinen ist vor allem der ubiquitär vorhandene Kalk von kontrollierender Funktion für die Einstellung des pH der Lösungen (pH 7-8,5). Die thermodynamischen Modellierungen bestätigen den Befund, wonach die an den Equilibrierungen partizipierenden Minerale den pH der Lösungen bestimmen (vgl. Kapitel 10). Da diese Minerale in der Regel recht stabil sind, wird der eingestellte pH über eine sehr weite Gesteins-Lösungs-Relation konstant bleiben.

Auf Grund der hohen Pufferkapazität von Gesteinen wird, im Gegensatz zum S4-Verfahren, die relativ aufwendige pH-stat.-Methode den hier vorgegebenen Bedingungen nicht gerecht.

Nachfolgend wird eine Klassifizierung vorgenommen, welche nur die löslichen Anteile der toxischen Inhaltsstoffe berücksichtigt, wohingegen die Gesamtgehalte der Gesteine nicht bewertet werden. Die Basis dieser Klassifizierung bilden die Meßwerte der S4-Eluate, da diese die tatsächliche Grundwasserbeeinflussung durch die natürlichen Inhaltsstoffe von Gesteinen annähernd wiedergeben.

Grundlage für die neue Einteilung der Schichten sind die Grenzwerte der Trinkwasserverordnung (TVO) und die Z-Werte Eluat der LAGA. In den

nachfolgenden Auflistungen wird bei Überschreitungen von Grenzwerten die jeweilige Bezugsbasis angeführt (LAGA: Z0-Z2; TVO).

a) Unbelastete Schichten

Folgende Schichten weisen keinerlei Grenz- und Richtwertüberschreitungen in den Eluaten auf:

- ku: Estherienschichten
- km1: Grundgipsschichten, ausgelaugt
- km1: Bochinger Horizont
- km1: Dunkelrote Mergel
- km1: Estherienschichten
- km2: Schilfsandstein
- km3u: Rote Wand
- km3l: Lehrbergschichten
- km3o: Obere Bunte Mergel
- km4: Stubensandstein
- km5: Knollenmergel
- sj δ: Obere Schwarzjuratone
- wj γ: Obere Weißjuramergel

b) Schwach belastete Schichten

Die hier angegebenen geologischen Formationen enthalten maximal 2 Parameter, die zu einer Grenz- oder Richtwertüberschreitung in den Eluaten führen. Die Überschreitung ist gegeben, sobald die Konzentration im Eluat oberhalb eines der in den Bezugsbasen angegebenen Werte liegt. Somit wird ein Parameter nur einfach gewertet, auch wenn dieser in beiden Grenz-/Richtwertklassen auftritt.

- so: Röttone (Z 1.1)
- mo2: Mergel / Tone an der Basis (Z 2)
- mo2: Tonhorizonte (TVO, Z 2)
- mo2: Mergel / Tone im ob. Abschnitt (TVO, Z 2)
- ku Basis: Vitriolschiefer (Z 1.1)
- km2: Dunkle Tonsteine im Schilfsandstein (TVO)
- km2: Dunkle Mergel des oberen km2 (Z 0)
- km3u: Untere Bunte Mergel (TVO, Z 1.1)
- sj α 1: Psilonotentone (TVO, Z 1.1)
- sj α 2: Angulatensandstein (TVO, Z 2)
- sj α 2: Angulatentone (Z 2)
- sj β: Untere Schwarzjuratone (TVO)
- sj γ: Untere Schwarzjuramergel (TVO, Z 2)
- sj ε 2: Stinkkalke (TVO, Z 2)
- bj α: Opalinuston (Z 2)
- bj β: Zopfplatten (Z 1.2)
- bj β: Tolutariazone (Z 1.2)
- bj β: Unterer Donzdorfer Sandstein (TVO, Z 2)
- bj γ: Wedelsandstein (Z 1.2)
- bj δ: Dorsetensienbank (Z 2)
- bj δ: Humphriesi-Oolith (Z 2)
- bj δ: Coronatenschichten (TVO, Z 2)
- bj δ: Blagdeni-Schichten (TVO, Z 2)
- bj δ: Subfurcatus-Oolith (TVO, Z 2)
- bj δ: Hamitenton (Z 2)
- bj δ: Parkinsoni-Oolith (TVO, Z 2)
- bj ε: Obere Braunjuratone (TVO, Z 2)
- bj ζ: Macrocephalus-Oolith (Z 2)
- bj ζ: Ornatenton (Z 2)
- wj α: Grenzglaukonit (Z 1.2)
- wj α: Untere Weißjuramergel (TVO, Z 2)

c) Schichten mit mittelstarker Belastung

Die in dieser Rubrik aufgeführten Schichten enthalten 3-5 grenz- bzw. richtwertüberschreitende Parameter, wobei auch hier identische Parameter nur einfach gewertet wurden.

- km1: Mittlerer Gipshorizont (TVO, Z 2)
- ko: Rhät-Tonstein (TVO, Z 2)
- sj α 1: Psilonotenkalke (TVO, Z 2)
- sj ε 2: Tonmergel (TVO, Z 2)
- sj ζ: Obere Schwarzjuramergel (TVO, Z 2)
- bj β: Personatensandstein (TVO, Z 2)
- bj β: Oberer Donzdorfer Sandstein (TVO, Z 2)

d) Stark belastete Schichten

Stark belastete Schichten enthalten 6 oder mehr grenz- oder richtwertüberschreitende Parameter, wobei wiederum jeder Parameter nur einfach gewertet wurde.

- km1: Grundgipsschichten, nicht ausgelaugt (TVO, Z 2)
- sj ε 1: Seegrasschiefer (TVO, Z 2)
- sj ε 3: Wilde Schiefer (TVO, Z 2)

11.3. Bewertung

Wird die auf der Basis der Eluierbarkeit erfolgte neue Einteilung der Schichten mit der auf die Gesamtgehalte bezogenen Klassifizierung verglichen, so zeigen sich praktisch kaum Änderungen in der Besetzungsstärke der einzelnen Kategorien:

Klasse	Anzahl der Schichten nach Gesamtgehalten	Anzahl der Schichten nach Elutionsgehalten
Unbelastet	11	13
schwach belastet	30	31
mittelstark belastet	7	7
stark belastet	6	3

Wie jedoch die Abbildungen *11.2.1* - *11.2.3* belegen, besteht zwischen Gesamtgehalten und eluierbaren Gehalten keine Beziehung. Somit ist die Aufteilung der Schichten auf die verschiedenen Klassen je nach Untersuchungsverfahren unterschiedlich. So werden auf der Basis der Gesamtgehalte die gipsführenden Schichten den unbelasteten bis schwach belasteten Klassen zugeordnet. Unter Berücksichtigung der Eluatgehalte sind diese Gesteine mittelstark bis stark belastet.

Das Verfahren zur Klassifizierung der Gesteine anhand der Elutionsgehalte beruht auf den Maßgaben der TVO und LAGA, wobei sich die Richtlinie auf das einfache Kriterium der Überschreitung von Richt- und Grenzwerten beschränkt, ohne daß das Ausmaß der Überschreitung oder die Art des Stoffes berücksichtigt wird. Diesen Anforderungen teilweise entsprechend lassen die Z-Werte der LAGA noch eine Klassifizierung gemäß des quantitativen Ausmaßes der Belastung zu.

Werden die auf dieser Basis erstellten Belastungseinteilungen der verschiedenen Schichtglieder mit den Meßwerttabellen der einzelnen Stoffgruppen entsprechend Kapitel 7 abgeglichen (Gesamt- und Eluatgehalte sämtlicher Parameter; siehe Anhang: Tabellen *7.1.1.*, *7.2.1.* - *7.2.8.*, *7.3.1* - *7.3.11.*), so wird ersichtlich, daß auch eine an den Eluaten vorgenommene Klassifizierung nach Maßgaben der LAGA und TVO den geochemisch-petrologischen Gegebenheiten und somit der vorgegebenen Problemstellung nicht entspricht.

Zunächst belegen die Meßwerttabellen, daß die meisten Überschreitungen von Grenz und Richtwerten in den Eluaten durch hohe Gehalte von Sulfat verursacht werden (*Tab. 7.2.8.*, Anhang sowie *Tab. 11.1.*), und somit eine sinnvolle Einteilung nicht allein auf der Überschreitung von Grenzwerten beruhen darf, sondern auch die Berücksichtigung von Stoffklassen voraussetzt.

Die hohen Sulfatgehalte bedingen überdies die hohen Werte der elektrischen Leitfähigkeit (vgl. Kapitel 8 sowie Kapitel 11, *Tab. 11.1.*). Die Leitfähigkeit kann daher in vielen Fällen die Klassifizierung mittels der Sulfatgehalte im Eluat ersetzen, wobei jedoch für die Wiederverwendung von Gesteinen die Sulfatanteile das vorherrschende Problem bleiben. Diese sind daher gesondert zu diskutieren, wobei der Zusammenhang der Klassifizierung mit der Problematik der Bindungsformen evident wird.

Insgesamt sind die Bindungsformen ein maßgeblicher Faktor für das aus den potentiell toxischen Elementen resultierende Belastungsrisiko bei einer Wiederverwendung (siehe auch Kapitel 8: Korrelationen). Im folgenden Kapitel soll daher eine entsprechende Einteilung zu den Verwendungsmöglichkeiten der Gesteine und geologischen Formationen entwickelt und begründet werden.

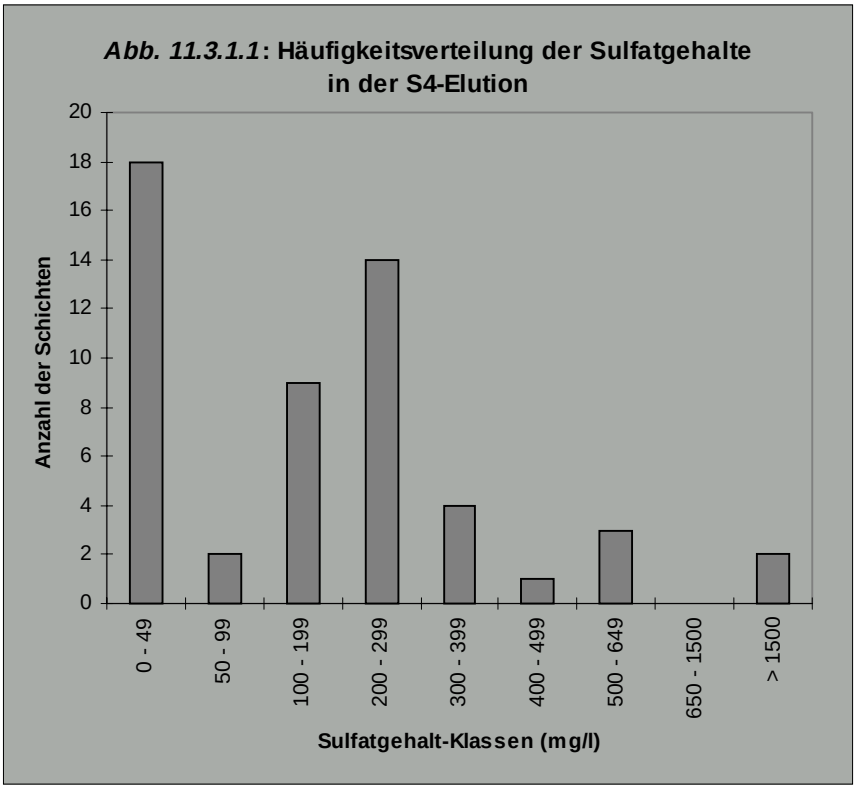
11.3.1 Klassifizierung nach Sulfatanteil im Eluat

Nachfolgend aufgeführte Darstellung der Modalverteilung von Schwefelgehalten im Eluat beruht auf den in Kapitel 7, *Tab. 7.2.8* (Anhang), aufgelisteten Werten und zeigt eine breite Streuung der Gehalte zwischen 10 und 600mg/l mit einer gewissen Häufung bei 250mg/l**.** Als weitere Gruppe mit 500-650 mg/l tritt der Lias ε in Erscheinung. Extrem hohe Ge-halte mit ca. 1500mg/l weisen die Eluate der nicht ausgelaugten Gipsproben auf. Dagegen liegen die aus Proben von gelaugten Gipsschichten gewonnenen Eluate unterhalb des Z0-Wertes von 50ppm. Die Häufigkeitsverteilung von Sulfatgehaltklassen im Eluat zeigt *Abb. 11.3.1.1*.

Die unterschiedlichen Sulfatgehalte im Eluat legen die Klassifizierung der Gesteine unter Berücksichtigung geochemischer Gesetzmäßigkeiten von Stoffgruppen nahe, wobei im Untersuchungsraum die Schwefelgehalte die ausschlaggebende Größe sind. Die Reduzierung der Zuordnungsparameter auf die maßgeblich kontrollierenden Größen ermöglicht die Vereinfachung der Klassifizierung von Gesteinen für deren Wiederverwendung. Dieser neue Klassifizierungsansatz ist somit auf das Wesentliche eingeengt und berücksichtigt die Bindungsformen der potentiell toxischen Elemente. Im folgenden soll ein definitiver Einteilungsvorschlag zu den Verwen-dungsmöglichkeiten der Gesteine und geologischen Schichten entwickelt und begründet werden.

a) Hohe Sulfatgehalte im Eluat

Die hohen Eluatgehalte liegen bei 1500mg/l SO_4. Diese Konzentration ist charakteristisch für das Aktivitätsprodukt (bzw. die Löslichkeit) von Gips und stellt den Sättigungswert für Sulfat in reinem Wasser dar (vgl. Kapitel 10). Sulfatgehalte dieser Größenordnung verweisen also auf Gips- bzw. Anhydritanteile im Sediment. Der Sättigungswert für Sulfat kann sich bei Erhöhung der Fremdsalzlast (z.B. NaCl) nach oben verschieben. Eine weitere Variation ist mit



Änderung der Temperatur gegeben, wobei die Sulfatkonzentrationen grundsätzlich im Bereich von 1500-1600mg/l bleiben.

Da die Ablagerung von gipsführenden Gesteinen in jedem Fall problematisch hinsichtlich der Sulfatbelastung des Grundwassers zu klassifizieren ist und das Ausmaß der Grundwasserbelastung leicht im Voraus berechnet werden kann, wurde die Beprobung solcher Gesteinsschichten nicht intensiviert. Darüber hinaus wurde bis auf extrem wenige Ausnahmen sowohl im Anstehenden als auch aus Bohrproben primär sulfatführender Gesteinsschichten Gips nicht angetroffen. Wie die Analysen der Gesamt- und Eluatgehalte belegen, wurde das Sulfat durch Verwitterungsvorgänge quantitativ gelaugt (Residualschichten, z.B. ausgelaugter Gipskeuper, vgl. Abschnitt 7.7.).

Selbstverständlich werden auch nur teilgelaugte Horizonte mit Restbeständen an Gips die gleichen hohen Sulfatgehalte im Eluat ergeben wie frische, ungelaugte Gipsschichten. Vor der Weiterverwendung müssen also solche Gesteine auf Restbestände an Gips geprüft werden.

Gipse führen als reine mineralogische Phase in der Regel sehr geringe Gehalte an Schwermetallen. Im frischen, unverwitterten Gesteinsverband treten jedoch neben Gips auch tonige Sedimente auf, die recht hohe Gehalte an Schwermetallen im Eluat führen können (vgl. km1 – nicht ausgelaugte Grundgipsschichten: Cd. Ni, Cr, Cu). Hinsichtlich der Gesamtgehalte an Schwermetallen ist der nicht gelaugte Grundgips allerdings unauffällig. Dagegen ist festzustellen, daß in den Eluaten der untersuchten Residualschichten keine erhöhten Schwermetallgehalte nachzuweisen sind (siehe Abschnitt 7.7.). Dies ist um so auffälliger, als in den Residualschichten z.T. höhere Gesamtgehalte als z.B. in den Grundgipsschichten vorhanden sind. Offensichtlich sind aus den Residualgesteinen bereits die auslaugbaren Schwermetalle durch die Verwitterung ausgewaschen und nurmehr die stabil mineralisierten Anteile übrig. In den nicht gelaugten Gesteinsschichten sind dagegen auch die leicht löslichen Schwermetallanteile noch vorhanden. Diese werden dann unter dem Einfluß der hohen Aktivität der im S4-Versuch entstandenen sulfatreichen Lösung in größeren Anteilen freigesetzt. Unter dem Aspekt der Schwermetallgehalte sind somit die Residualschichten unbedenklich. Dagegen können aus frischem Material erhöhte Anteile an Schwermetallen eluiert werden, auch wenn deren Gesamtgehalte niedriger liegen als in den Residualsedimenten.

b) Mittlere Sulfatgehalte im Eluat

Die mittleren Gehalte der Eluate liegen bei 200-300mg/l Sulfat. Dieser recht häufige Eluatwert findet sich sowohl bei Tonsteinen als auch bei Mergeln, Sandsteinen und Oolithen, die allerdings in jedem Falle gipsfrei sind. Naheliegend ist die Herleitung des gelösten Sulfats aus oxidiertem Sulfidschwefel. Bei den Gesamtgehalten können diese Gesteine häufig hohe Anteile an Schwermetallen und bis zu 1 (Gew.-) % Schwefel aufweisen. Die sulfidischen Mineralisationen von Schwermetallen gehören unter reduzierenden Bedingungen zu den stabilsten Bindungsformen der Natur. Sie sind daher auch bei hohen Gesamtgehalten unter den Bedingungen des Sedimentations- und Diageneseraumes der Gesteine nur äußerst gering löslich. Diese Annahme wird durch den Befund gestützt, wonach in den Eluaten dieser Gesteinsschichten keine erhöhten Schwermetallgehalte nachzuweisen sind.

Der gewisse Sulfidanteil macht die Gesteine dieser Gruppe jedoch anfällig für oxidative Verwitterung, etwa nach dem Schema (Me = Schwermetall):

$$\mathbf{2\ MeS + 2\ H_2O + 3\ O_2 = 2\ H_2SO_4 + 2\ Me^{2+}}$$

bzw. für Pyrit:

$$2\ FeS_2 + 5\ H_2O + 7.5\ O_2 = 4\ H_2SO_4 + 2\ FeOOH$$

Die Oxidation verläuft exotherm. Somit wird bei der Exposition gegen Sauerstoff nicht nur Sulfat freigesetzt, vielmehr gehen auch Schwermetalle in Lösung. Im Gegensatz zu den meisten übrigen Schwermetallen gilt für Eisen der Sonderfall, daß die Stabilität von oxidierten Fe-Verbindungen so hoch ist, daß Fe praktisch nicht transportiert wird. Dagegen wird auch bei der Oxidation von z.B. Pyrit, ebenso wie bei den anderen Metallsulfiden, Schwefelsäure freigesetzt.

Ein Schema zur Zersetzung von Fe-, Pb- und Zn-Sulfid (Pyrit, Galenit, Sphalerit) in Abhängigkeit vom Eh wurde in Kapitel 10 dargestellt (siehe *Abb. 10.2.14 - 10.2.16*, Anhang). Unter reduzierenden Bedingungen, wie sie im Bereich stagnierender Grundwässer vorherrschen, findet praktisch keine Zersetzung der Sulfide statt. Eine merkliche Freisetzung von Eisen und Zink ist in „normalen“ Grundwässern ab einem Eh von -50mV (pH 7) festzustellen. Gleichzeitig wird H_2SO_4 frei, mit zunehmender Verschiebung zu einem sauren pH in den Wässern.

Besonders hervorzuheben ist hier die sehr geringe Mobilität von Pb^{2+}. So überschreiten erst im oxidierenden Grundwasserbereich mit Eh >50mV bei einem pH von ca. < 4 Bleikonzentrationen die TVO-Werte (40µg/l). Unter den angegebenen Bedingungen der oxidierenden Zersetzung wird Sulfat in relativ hohem Ausmaß freigesetzt. Mit diesem Anion bildet Blei als eines der wenigen Elemente wiederum eine stabile Mineralisation ($PbSO_4$ – Anglesit; vgl. Abschnitt 10.1.5.).

Unter oxidierenden Bedingungen werden sulfidhaltige Sedimente unter bevorzugter Freisetzung von Zn bei gleichzeitiger Absenkung des pH zersetzt. Die Mobilität von Fe wird durch die sehr hohe Stabilität der Fe-Oxide Goethit (vgl. Abschnitte 10.1.3. und 10.1.4.) und Hämatit limitiert.

Als Hauptproblem bei der Wiederverwendung sulfidhaltiger Gesteine ist der pH-Wert anzusehen, der allerdings auch von den Eh-Bedingungen gesteuert wird. Die hier bislang geführte Diskussion gilt jedoch für kalkfreie Sedimente, wie sie im Untersuchungsgebiet praktisch nicht vorkommen. Wie die in Kapitel 10 vorgenommenen thermodynamischen Berechnungen sowie am Labor durchgeführte Gleichgewichtsversuche belegen, wird der pH einer Lösung in Gegenwart von Kalk in den neutralen Bereich (>6) abgepuffert. Unter diesen Standardbedingungen erreichen die Schwermetallkonzentrationen zumeist Löslichkeiten, die sich im Ultraspurenbereich bewegen (<1µg/l), wobei Pb aus Anglesit und Cerussit sowie Zn aus Smithsonit Ausnahmen bilden (Anglesit + Calcit: >70mg/l Pb, Cerussit + Calcit: >0,1mg/l Pb, Smithsonit + Calcit: >1mg/l Zn; alle Werte abhängig von Eh- und Ausgangs-pH-Werten, vgl. Abschnitte 10.1.5. und 10.1.6.). Diesen Befunden entsprechend finden sich in den Eluaten der sulfidführenden Sedimente kaum erhöhte Schwermetallgehalte. Ausnahme bilden hier die Schichten des Lias ε, die noch gesondert zu diskutieren bleiben.

Die Sulfatgehalte der Eluate des Lias ε liegen im Bereich von 600mg/l. Sie stellen somit eine eigenständige Gruppe dar. Es handelt sich hierbei um generell hoch mit Schwermetallen belastete Schwarzschiefer und bituminöse Mergel. Die Anzahl der die Grenz- und Richtwerte für Böden überschreitenden Elemente ist in diesen Sedimenten besonders hoch. Neben sehr hohen Schwefelgesamtgehalten (bis nahe 4%) zeichnen sich die Schichten außerdem durch Anteile an organischem Kohlenstoff (C-org.) von bis zu 10% aus. Die Schwermetallgehalte sind in diesen Gesteinsschichten somit nicht nur sulfidisch, sondern auch an C-org. gebunden (siehe auch Korrelationen: Abschnitt 8.1.3.). Da C-org. die Schwermetalle durch

Adsorption bindet, liegt hier neben der stabilen sulfidischen eine leicht eluierbare adsorptive Bindungsform vor.

Unter oxidativen Bedingungen wird neben Sulfid auch C-org. oxidiert und somit die ohnehin schwache adsorptive Bindung aufgelöst. Der gleichzeitig entstehende saure pH sorgt für die effiziente Freisetzung der Schwermetalle (Ausnahme Pb; vgl. ZACHMANN & BLOCK 1994).

Entsprechend dem hohen Anteil an adsorptiven Bindungen weisen unter allen untersuchten Sedimenten die Eluate dieser Gesteinsschichten die größte Anzahl an Schwermetallen auf, welche die Grenz- und Richtwerte überschreiten. Somit ist in die Klassifizierung der Gesteine neben den Gehalten an Schwermetallen sowie Sulfid- und Sulfatschwefel auch der Anteil an C-org. einzubeziehen. Daher sind die Sedimente mit hohen Anteilen an Sulfid und C-org. sowie Schwermetallen bei einer Wiederverwendung als besonders umweltgefährdend zu klassifizieren.

Die eine Gefährdung indizierende Stoffkombination von hohen Gehalten an Sulfid, C-org. und Schwermetallen zeigt sich deutlich bei den Schichten des Lias ε. Der zum Hangende folgende, stofflich dem Lias ε sehr ähnliche Lias ζ weist jedoch bei gleichbleibendem C-org.-Anteil deutlich geringere Gesamtschwefelgehalte auf (ca. 1%). Dies hat letztlich eine geringere Eluierbarkeit von Schwermetallen zur Folge, so daß dieses Sediment als weniger gefährdend zu klassifizieren ist. Somit belegt das Beispiel des Lias ζ, daß nur die vollständige Kombination der gefährdungsindizierenden Parameter den Ausschlag für die Wiederverwendungsmöglichkeiten gibt.

c) Niedrige Sulfatgehalte im Eluat

In dieser Gruppe finden sich Eluatwerte mit <50mg/l SO_4. Die Schichten sind grundsätzlich gipsfrei, gehören jedoch allen Gesteinstypen an. Auch die gelaugten Gipsschichten sind dieser Gruppe zuzuordnen.

Die Schichten zeichnen sich in der Regel durch geringe Gesamtgehalte an Schwefel und Schwermetallen im Gestein aus. Als Ausnahme ist Cd anzuführen, dessen Gesteinsgesamtgehalte häufig den Z0-Wert der LAGA überschreiten. In diesem Zusammenhang ist darauf zu verweisen, daß die LAGA-Werte sehr niedrig angesetzt sind (0,6mg/l). Eine Überschreitung der in der Kloke-Liste angegebenen Werte für Schwermetalle ist nur für ganz wenige Ausnahmen zu beobachten, die daher nicht zu Verallgemeinerungen herangezogen werden können.

Entsprechend der geringen Gesamtkonzentrationen weisen auch die Eluate keine nennenswerten Schwermetallanteile auf. Ausnahme bildet das Pb, dessen Eluatgehalte in drei Schichten die Grenz- bzw. Richtwerte von Eluaten überschreitet.

Die Kloke-Liste weist Grenzwerte für Gesteinsgesamtgehalte an Bor und Selen aus, die auch von den Konzentrationen in den gering belasteten Sedimenten überschritten werden. Erhöhte Anteile an Bor sind schon mehrfach in den Mergeln und Tonsteinen des Keuper nachgewiesen worden. Die Selenproblematik gründet sich auf die sowohl essentielle als auch toxische Wirkung auf den Menschen, wobei die Grenzziehung noch weitestgehend umstritten ist [EINBRODT & MICHELS 1984, FERGUSSON 1990, SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1992]. Für Baden-Württemberg ist im allgemeinen eher eine Unterversorgung der Böden mit Selen festzustellen.

Die hier als unbedenklich definierten Schichten können lokal Anreicherungen von überwiegend sulfidisch gebundenen Schwermetallen enthalten. So sind Gebiete mit vererztem Muschelkalk und Buntsandstein bekannt (z.B. östl. Schwarzwald: Cu, As,

Pb, Zn [LfU Baden-Württ. 1993]). Die ebenfalls für den Muschelkalk, aber auch den Gipskeuper (km1) ausgewiesene Bleiglanzbank ist so selten anzutreffen und dann wiederum spärlich ausgebildet, daß sie als geologische Raritäten nicht in diese generelle Betrachtung einbezogen werden sollen. In gleicher Weise sind die äußerst selten lokal in Sandsteinen (z.B. Stubensandstein) ausgebildeten sulfidischen Mineralisationen anzusehen. Diese Sedimente sind natürlich von der Wiederverwendung auszuschließen.

11.3.2. Einteilung von Gefährdungsklassen

Die Diskussion belegt, daß für die Einteilung in Gefährdungsklassen die eluierbaren Schadstoffe der Gesteine sowie der Anteil an C-org. maßgebend sind. Als Hauptgröße der eluierbaren Anteile ist das Sulfat zu nennen, das u.a. auch auf die oxidierten Sulfidanteile eines Gesteins hinweist. Für die Bewertung und Einteilung der Gesteine ist somit die Bestimmung folgender Parameter hinreichend und notwendig:

- **a) Sulfatgehalt im Eluat**
- **b) Gesamtgehalt an organischem Kohlenstoff**
- **c) toxische Elemente im Eluat (nach LAGA bzw. TVO)**

Folgendes Klassifizierungssystem wurde für die Gesteins- bzw. Schichtbewertung (*Tab. 11.3.2.1.*) verwendet:

a) Sulfat:

Die Einteilung wird in 5 Belastungsgruppen vorgenommen:

Konzentrationsbereich (mg/l)	Bewertung (Punkte)
0 - 50	1
50 - 250	2
250 - 500	3
500 - 750	4
> 750	5

Die Einteilung richtet sich einerseits nach den natürlichen Befunden (vgl. Abschnitt 11.3.1. und *Abb. 11.3.1.1*), andererseits nach der TVO, die einen Grenzwert von 240mg Sulfat/l bei anthropogener Belastung vorsieht. Neben diesem Grenzwert läßt die TVO bei geogen bedingter Überschreitung einen Grenzwert von 500mg/l zu. Des weiteren soll auch der LAGA-Richtwert Z0 bzw. Z1.1 berücksichtigt werden (50mg SO_4/l). Die Zuordnung der Belastungspunkte soll den Vorgaben der TVO und LAGA entsprechen.

b) C-org.

Gesamtgehalte an organischem Kohlenstoff >5% werden mit 1 Bewertungspunkt berücksichtigt.

c) toxische Elemente:

Um auch der Höhe der Schadstoffbelastung im Eluat Rechnung zu tragen, wurden nicht nur die Grenzwerte der TVO, sondern auch die Z0-Werte der LAGA zur Klassifizierung herangezogen. Überschreitet die Schadstoffkonzentration den Z0-Wert der LAGA, so erhält die entsprechende Gesteinsschicht 1 Bewertungspunkt. Bei Überschreitung der TVO-Grenzwerte werden 2 Punkte in die Wertung einbezogen. Ein Element, das sowohl die LAGA- als auch die TVO-Werte überschreitet wird lediglich mit 2 Punkten bewertet.

Aus dem oben angegebenen Bewertungssystem ergibt sich *Tab. 11.3.2.1.*, die Schichtbewertungstabelle nach Punkten.

Tab. 11.3.2.1.: Schichtbewertungstabelle nach Punkten

Geologische Formation	Sulfat-belastung im Eluat	C-org.-Gehalt	tox. Elemente über TVO Grenzwert	tox. Elemente über LAGA Z-0-Wert (Eluat)	**Gesamt-punkt-zahl**
so, Röttone	1			1	2
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	2				2
mo2, Tonhorizonte	2				2
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	2				2
ku Basis, Vitriolschiefer	2			1	3
ku, Estherienschichten	1				1
km1, Grundgipsschichten, nicht ausgelaugt	4		12	1	17
km1, Grundgipsschichten, ausgelaugt	1				1
km1, Bochinger Horizont	1				1
km1, Dunkelrote Mergel	1				1
km1, Mittlerer Gipshorizont	4		4	1	9
km1, Estherienschichten	1				1
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	1		2		3
km2, Schilfsandstein	1				1
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	1			1	2
km3u, Rote Wand	1				1
km3u, Untere Bunte Mergel	1		2		3
km3l, Lehrbergschichten	1				1
km3o, Obere Bunte Mergel	1				1
km4, Stubensandstein	1				1
km5, Knollenmergel	1				1
ko, Rhät-Tonstein	2		2		4
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	2		2		4
sj alpha1, Psilonotentone	1		2		3
sj alpha2, Angulatensandstein	2		2		4
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	2				2
sj beta, Untere Schwarzjuratone	1		2		3
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	2				2
sj delta, Obere Schwarzjuratone	1				1
sj epsilon1, Seegrasschiefer	3	1	8	1	13
sj epsilon2, Tonmergel	3	1	2	1	7
sj epsilon2, Stinkkalke	3				3
sj epsilon3, Wilde Schiefer	3	1	6	1	11
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	2	1	2		5
bj alpha, Opalinuston	2				2
bj beta; Zopfplatten	2				2
bj beta; Tolutariazone	2				2
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	2				2
bj beta; Personatensandstein	2		2		4
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	2		2		4
bj gamma; Wedelsandstein	2				2
bj delta; Dorsetensienbank	2				2
bj delta; Humphriesi-Oolith	2				2
bj delta; Coronatenschichten	2				2
bj delta; Blagdeni-Schichten	2				2
bj delta; Subfurcatus-Oolith	2				2
bj delta; Hamitenton	2				2
bj delta; Parkinsoni-Oolith	2				2
bj epsilon; Obere Braunjuratone	2				2
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	2				2
bj zeta; Ornatenton	2				2
wj alpha; Grenzglaukonit	2				2
wj alpha, Untere Weißjuramergel	2				2
ob. wj gamma, Mergel	1				1

Tab. 11.3.2.2.: Gefährdungsgruppen

Gefährdungsgruppen (G0 - G4):	**Punkte**	**Anzahl der Schichten**	**Prozent-anteil aller Schichten**
G0: keine Gefährdung	1 - 2	37	68,5
G1: geringe Gefährdung	3	6	11
G2: mäßige Gefährdung	4 - 6	6	11
G3: starke Gefährdung	7 - 9	2	4
G4: sehr starke Gefährdung	≥ 10	3	5,5

Aus der Aufsummierung der Belastungspunkte ergeben sich für die Gesteinsformationen fünf Gefährdungsgruppen (G0 bis G4, *Tab. 11.3.2.2.*).

Wie obige Tabelle belegt, weisen über 20% der Schichten eine mäßige bis sehr starke Gefährdung auf. Da geologische Schichten ein bestimmtes geographisches Verteilungsmuster aufweisen, kann die regionale Einteilung der Belastung mittels der zusammenfassenden Klassifizierung von größeren geologischen Abschnitten vorgenommen werden.

Auf die einzelnen untersuchten geologischen Serien zugeordnet sind die prozentualen Anteile der einzelnen Klassen wie in Tabelle *11.3.2.3.* gezeigt (dazu in runden Klammern die Anzahl der untersuchten Schichten sowie in eckigen Klammern die jeweilige Anzahl der zugehörigen Proben).

Vom Weißen Jura (Malm) wurden nur die 3 Schichten beprobt, die auf Grund ihrer mineralogischen Zusammensetzung höhere Schadstoffgehalte erwarten lassen. Es handelt sich hierbei insgesamt um Tonsteine und tonige Mergel. Die ganz überwiegend den Malm aufbauenden Kalke sind grundsätzlich als schadstoffrei anzusehen.

In gleicher Weise wurden im Oberen Muschelkalk mo2 nur die potentiell gefährdenden Tonsteine untersucht. Somit beziehen sich die angegeben Prozentwerte nicht auf den gesamten Muschelkalk. Vielmehr ist mit diesen Gesteinen nur ein verschwindend geringer flächenhafter Anteil des Muschelkalk erfaßt, da die Hauptflächen von den Kalkbänken gebildet werden, welche für eine Wiederverwendung generell unbedenklich sind. Die angeführten Prozentangaben beziehen sich somit nur auf die stratigraphischen Schichten und haben keinen Bezug zu deren flächenhafter Verbreitung.

Wie Tabelle *11.3.2.3.* belegt, weisen 50% der Sedimente des Lias eine mäßige bis sehr starke Gefährdung auf. Im Verbreitungsraum dieser Serie ist daher besondere Vorsicht bei der Wiederverwendung von Sedimentgesteinen geboten. Neben erhöhten Anteilen an eluierbaren Sulfat- und Schwermetallgehalten beruht die Einteilung auch auf TVO-Grenzwertüberschreitungen von Mn. Die Zuweisung zu einer ungünstigeren Gefährdungsklasse aufgrund dieses eher wenig problematischen Parameters erscheint zunächst unverhältnismäßig. In gleicher Weise sind Zuordnungen wegen erhöhter Fe-Elutionen fragwürdig (vgl. Abschn. 4.3.1.). Maßgabe für die Einbeziehung

Tab. 11.3.2.3.: Gefährdungsklassen u. geologische Formationen – prozentualer Anteil der Schichten / (absoluter Anteil der jeweils zugehörigen Schichten) / [absoluter Anteil der jeweils zugehörigen Proben]

Geol. Serie	**G0 (%)**	**G1 (%)**	**G2 (%)**	**G3 (%)**	**G4 (%)**
Muschelkalk (3) [20]	**100** (3) [20]	--	--	--	--
Keuper (18) [90]	**67** (12) [62]	**17** (3)	**5,5** (1) [1]	**5,5** (1) [5]	**5,5** (1) [10]
Lias (12) [61]	**25** (3) [9]	**25** (3)	**25** (3) [9]	**8** (1) [10]	**17** (2) [20]
Dogger (17) [168]	**88** (15) [147]	--	**12** (2)	--	--
Malm (3) [22]	**100** (3) [22] s.u.	--	--	--	--

dieser Parameter bleiben jedoch zunächst die Grenzwerte der TVO. Die Heranziehung von Fe und Mn zur Beurteilung der Sedimente ist auch insofern gerechtfertigt, als höhere Anteile an eluierbarem Fe und Mn zur Verockerung ihres Umfeldes und so zur erheblichen Beeinträchtigung der Permeabilität für Grundwasser führen können. Dies resultiert wiederum in der Veränderung des Redoxpotentials und Sauerstoffhaushaltes. Aus diesen Gründen werden die genannten Parameter zur Klassifizierung mit herangezogen.

Die mit 11% angegebene starke bis sehr starke Gefährdung durch Keuperschichten ist in der Hauptsache auf die hohen Sulfatgehalte in den nicht ausgelaugten Schichten des Gipskeuper zurückzuführen. In diesem Zusammenhang ist jedoch darauf hinzuweisen, daß in den ausgelaugten Schichten des Gipskeuper keine erhöhten Sulfatgehalte festgestellt wurden.

Somit reduziert sich das Belastungsproblem bei der Wiederverwendung in der Hauptsache auf die Schichten des Lias (vgl. auch Korrelationen: Abschnitt 8.1.3.). Seit längerem bekannt und in dieser Untersuchung bestätigt und genauer quantifiziert ist die Belastung der Schichten des Lias ε. Wie die Schichtbewertungstabelle zeigt, müssen z.T. auch Sandsteine des unteren Lias einer höheren Belastungskategorie zugeordnet werden (Angulatensandstein, mäßige Gefährdung). Das Material zu diesen schwer zugänglichen Schichten wurde mittels eines Bohrkernes zur Verfügung gestellt, so daß in diesem Fall keine Aussage zur lateralen Stoffverbreitung vorliegt und somit die Klassifizierung nicht unbedingt repräsentativ sein muß. In diesem sowohl relativ hoch belasteten als auch dicht besiedelten Raum müßten daher die hier vorgestellten Untersuchungen intensiviert werden.

Nachfolgend sind die Schichten den einzelnen Bewertungsklassen (G0-G4) zugeordnet.

11.3.3. Gefährdungsklassen

G0: keine Gefährdung:

Tab. 11.3.3.1.: Schichten der Klasse G0

so: Röttone
mo2: Mergel / Tone an der Basis
mo2: Tonhorizonte
mo2: Mergel / Tone im oberen Abschnitt
ku: Estherienschichten
km1: Grundgipsschichten, ausgelaugt
km1: Bochinger Horizont
km1: Dunkelrote Mergel
km1: Estherienschichten
km2: Schilfsandstein
km2: Dunkle Mergel des oberen km2
km3u: Rote Wand
km3l: Lehrbergschichten
km3o: Obere Bunte Mergel
km4: Stubensandstein
km5: Knollenmergel
sj α 2: Angulatentone
sj γ: Untere Schwarzjuramergel
sj δ: Obere Schwarzjuratone
bj α: Opalinuston
bj β: Zopfplatten
bj β: Tolutariazone
bj β: Unterer Donzdorfer Sandstein
bj γ: Wedelsandstein
bj δ: Dorsetensienbank
bj δ: Humphriesi-Oolith
bj δ: Coronatenschichten
bj δ: Blagdeni-Schichten
bj δ: Subfurcatus-Oolith
bj δ: Hamitenton
bj δ: Parkinsoni-Oolith
bj ε: Obere Braunjuratone
bj ζ: Macrocephalus-Oolith
bj ζ: Ornatenton
wj α: Grenzglaukonit
wj α:: Untere Weißjuramergel
wj γ: Obere Weißjuramergel

G1: geringe Gefährdung:

Tab.11.3.3.2.: Schichten der Klasse G1

ku Basis: Vitriolschiefer
km2: Dunkle Tonsteine im Schilfsandstein
km3u: Untere Bunte Mergel
sj α 1: Psilonotentone
sj β: Untere Schwarzjuratone
sj ε 2: Stinkkalke

G2: mäßige Gefährdung:

Tab. 11.3.3.3.: Schichten der Klasse G2

ko: Rhät-Tonstein
sj α 1: Psilonotenkalke
sj α 2: Angulatensandstein
sj ζ: Obere Schwarzjuramergel
bj β: Personatensandstein
bj β: Oberer Donzdorfer Sandstein

G3: starke Gefährdung:

Tab. 11.3.3.4.: Schichten der Klasse G3

km1: Mittlerer Gipshorizont
sj ε 2: Tonmergel

G4: sehr starke Gefährdung:

Tab. 11.3.3.5.: Schichten der Klasse G4

km1: Grundgipsschichten, nicht ausgelaugt
sj ε 1: Seegrasschiefer
sj ε 3: Wilde Schiefer

12. Empfehlungen

Läßt man den Bereich außer acht, in welchem die Schichten des Lias anstehen, so weisen 87% der geologischen Formationen keine bzw. nur schwache Gefährdungen auf. D.h., der ganz überwiegende Anteil von abgebauten Gesteinen kann uneingeschränkt in Regionen anderer geologischer Zusammensetzung verbracht und gelagert werden.

Die Gipshorizonte des nicht gelaugten km1 sollten nur an Ort und Stelle wiederverwendet werden. Dabei bleibt es unmaßgeblich, wieviel Gips die Sedimente führen. Eine Verwendung in der Gipsindustrie schließt sich auf Grund der Verunreinigungen des Materials größtenteils aus. In Gebieten mit anstehendem Gips kann die Wasserhärte den Bereich der Gipssättigung erreichen (ca. 80°dH). Die Lagerung solcher Gesteine in Arealen außerhalb der gipsführenden Schichten verursacht daher eine zu starke Aufhärtung des Grundwassers. Dies betrifft nicht die Gesteine des gelaugten Gipskeuper, der im Eluat extrem geringe Sulfatanteile aufweist. In diesen Fällen muß allerdings gewährleistet sein, daß die Gipslaugung vollständig ist, da eine Erhöhung der Wasserhärte bis zur Gips-Sättigungsgrenze auch durch nur teilgelaugte Gesteinsschichten hervorgerufen wird.

Gesteine mit hohen Anteilen an organischem Kohlenstoff führen zur Erniedrigung des Redoxpotentials von Wässern unter Entzug von Sauerstoff. Diese Gehalte sind stratigraphisch auf einen engen Bereich begrenzt, in welchem die Gesteine auf Grund hoher Belastung an eluierbaren toxischen Elementen prinzipiell schon höheren Gefährdungsklassen zuzuordnen sind.

Die als mäßig bis stark gefährdend klassifizierten Schichten treten zu über 50% im Schwarzen Jura auf. Die Gefährdung beruht auf hohen Anteilen an Sulfid sowie an leicht eluierbaren toxischen Elementen, wobei es sich überwiegend um Schwermetalle handelt. Die Eluierbarkeit von Schwermetallen und Schwefel (in der Form von Sulfat) beruht auf der Oxidation dieser Sedimente. Im natürlichen, ungestörten Gesteinsverband sind diese Sedimente mit ihrem Umfeld equilibriert und stellen somit keine Gefahr dar. Beim Abbau wird das Gleichgewicht gestört, wobei vor allem die oxidative Wirkung der Atmosphäre zur Freisetzung von Schadstoffen führt. Eingriffe in den Verband dieser Sedimente sollten daher räumlich und zeitlich minimiert werden. Vor allem darf Aushubmaterial des Lias ε nur möglichst kurzfristig der Einwirkung der Atmosphäre ausgesetzt werden. Es müßte vielmehr umgehend im ursprünglichen geologischen Umfeld wieder eingebaut werden. Zur weiteren Minderung oxidativer Reaktionen sollte das Material möglichst grobstückig abgebaut (Verringerung der Oberfläche) und impermeabel wieder eingebaut werden.

Die Oxidation der stark sulfidhaltigen Gesteine (Schwarzschiefer des Lias) können zu einer extremen Versauerung der Lösungen unter Bildung von H_2SO_4 führen, wobei eine deutliche Zunahme der Löslichkeit von Schwermetallen erfolgt (Cd bei pH < 6-6,5; Pb <4-4,5; Ni <5,5; Zn <5,5; Cu <5). In jedem Fall ist daher bei der Wiederverwendung solcher Sedimente auf einen gewissen Kalkanteil zu achten, da dieser auch sehr niedrige pH-Werte abpuffert. Hierbei ist darauf hinzuweisen, daß die Liassedimente in der Regel bereits recht hohe Kalkanteile führen und somit von Natur aus auf einen pH von ca. 8 abgepuffert sind. Die durch oxidative Prozesse bedingte Frei-

setzung von Schwermetallen wird somit herabgesetzt.

Aufgrund des relativ großen Anteiles an den höheren Gefährdungsklassen sollten Gesteine des Schwarzen Jura grundsätzlich nur im Ausstrichbereich des Lias wiederverwendet werden. Insbesondere müßte sich die Wiederverwendung des Lias ε auf den geologischen Ablagerungsraum des Lias ε selbst beschränken und dürfte nicht darüber hinaus verbreitet werden. So reichert der Posidonienschiefer, wie an rezenten Böden nachgewiesen werden konnte, bei der Bodenbildung durch Akkumulation einige Schwermetalle (z.B. Cadmium, Nickel und Kupfer) bis zu solchen Konzentrationen an, daß die Werte der Klärschlammverordnung im natürlichen Boden erreicht oder überschritten werden [PUCHELT 1989].

Wegen der hohen Gefährdungsklassifizierung eines Großteils der Liasschichten wäre sowohl eine Verdichtung der Probennahmepunkte je Gesteinsschicht als auch eine regionale Ausdehnung der Untersuchung in deren Ausstrichbereichen erforderlich.

Da die Umweltgefährdung in der Hauptsache durch sulfidische Bindungsformen verursacht wird, sind wegen ihres oxidativen Milieus insbesondere Karsthohlräume und Kiesabbaue zur Aufnahme der als G2 bis G4 klassifizierten Gesteine nicht geeignet. Somit sollten z.B. alle Schichten des Lias ε sowie einige weitere Liasschichten weder auf der Alb noch im Oberland wiederverwendet werden.

Aus der Bewertung der Gesteins- und Eluatanalytik resultiert ein einfaches Testschema zur Gefährdungsklassifizierung von Gesteinen. Da das Hauptbelastungsproblem generell durch Schwefelverbindungen verursacht wird, reduziert sich die Untersuchung zur Klassifizierung der abgebauten Gesteine auf die Leitfähigkeitsmessung am Eluat, die im Anschluß an den S4-Versuch erfolgt. Sehr hohe Leitfähigkeiten (vgl. *Tabelle 7.1.1.*, Anhang) verweisen auf Gips- bzw. Anhydritanteile in den Proben (G4). Hohe und mittlere Leitfähigkeiten werden durch oxidierte Sulfidanteile verursacht. Eine gleichzeitige Schwarzfärbung der Sedimente deutet neben dem Sulfidanteil auf erhöhte Gehalte an C-org. hin. Sedimente dieses Typs wurden ausschließlich im Lias ε angetroffen und sind ebenfalls der Gefährdungsklasse G4 zuzuordnen. In gleicher Weise können die Klassen G3 bis G0 über die Leitfähigkeit am Eluat definiert werden. Es wäre denkbar, diese Klassifizierung als Geländetest zu verwenden.

Vor allem bei Großbaumaßnahmen (Bahntrassen, Tunnelbauten etc.) sollten im stratigraphischen Niveau der den Gefährdungsklassen G3 und G4 zugeordneten Gesteinsschichten jeweils genauere Laboruntersuchungen durchgeführt werden, um laterale Stoffunterschiede in den Gesteinsschichten zu berücksichtigen. Dies ist umso wichtiger, als bei Großbaumaßnahmen bereits beim Ausbruch der Gesteine, etwa durch den Einsatz von Tunnelfräsen, technisch bedingt Mischungen zwischen Gesteinsschichten unterschiedlicher Gefährdungsklassen stattfinden. In diesen Fällen müßte für die Wiederverwendung des Abraums die Zuordnung zu einer Gefährdungsklasse im einzelnen aus den anfallenden Gesteinsproportionen und deren jeweiliger Klassifizierung berechnet werden. Ansonsten sollte die generelle Regelung bei der Entsorgung von belastetem Material beachtet werden, wonach die Besserklassifizierung der Qualität eines Abraumes nicht durch die Zumischung von unbelastetem Material erreicht wird, um dann unbedenklich wiederverwendet werden zu können [HAGELAUER & WOLFF 1993].

Eine Sonderstellung in der Schwermetallbelastung nehmen lokale Vererzungen ein. Hierbei sind die seltenen Bleiglanzmineralisationen des Keuper aufgrund ihrer relativen Seltenheit zu vernachlässigen. Eine weitere Verbreitung von Schwermetallmineralisationen (Pb, Zn, Cu) mit zum Teil hohen Konzentrationen sind aus Muschelkalkschichten bekannt,

wie z.B. die Vererzungen im Umfeld von Wiesloch (Bleiglanz-, Zinkblende- und Zinkspat-Vererzungen im Oberen Trochitenkalk mo1) und Neubulach (Schwerspatgänge mit Kupfer- und Silbererzen) [GEYER & GWINNER 1991]. In diesen Fällen ist neben dem eigentlichen geogenen Vorkommen auch die abbautechnisch bedingte Verbreitung der Schwermetalle durch Abraummaterial und Verhüttungsabfälle zu berücksichtigen. Für diese Gebiete, die bereits z.T. in römischer Zeit abgebaut wurden, lassen sich keine stratigraphisch bedingten Klassifizierungen und generalisierenden Empfehlungen für die Wiederverwendung treffen.

Zusammenfassung

Im Zuge von Bauprojekten und Tagebauen fallen im Großraum Stuttgart jährlich große Mengen an Gesteins- und Bodenmaterial an, deren Entsorgung einen hohen Kostenfaktor darstellt und gravierende organisatorische Probleme mit sich bringt. Dabei weisen diese Materialien ein erhebliches Nutzungspotential auf. Zur Vermeidung einer kostspieligen und ressourcenschädigenden Entsorgung bemüht sich das Bundesland Baden-Württemberg daher seit einiger Zeit um eine kontrollierte Wiederverwertung von Böden und Gesteinen. Im Vorfeld einer entsprechenden Projektplanung bedarf es neben der vordergründig rein kommerziell orientierten Entsorgungslogistik einer Klärung der Umweltverträglichkeit der anfallenden Materialien, um diese möglichst einer umweltschonenden Wiederverwertung zugänglich zu machen. Dies ist für natürlich vorkommende Gesteine bisher noch nicht in einem befriedigenden Umfang geschehen. Dabei ist die Nachhaltigkeit der Auswirkungen, also eine mögliche Langzeitbeeinflussung der potentiellen Nutzungsumgebung, von besonderer Relevanz.

Ziel der im Rahmen dieser Dissertation vorgenommenen Untersuchungen war daher die Bestimmung der geogenen Inhaltsstoffe von im besonders bauaktiven Großraum Stuttgart vorkommenden Gesteinen sowie die darauf aufbauende Klassifizierung zu deren Weiterverwendbarkeit, z.B. bei der Verfüllung von Rohstoffabbauen. Das Hauptaugenmerk lag auf den Gehalten an Schwermetallen und anderen potentiell toxischen Elementen. Deren leicht verfügbare Anteile waren dabei von besonderem Interesse, da wiederverwendete Gesteine, vor allem im frisch abgebauten Zustand, im Kontakt mit Grundwasser und Niederschlag mit ihren leicht löslichen Anteilen zu einer Überschreitung von Richt- und Grenzwerten in Trinkwasser und Böden im Umfeld des Einlagerungsraumes führen können.

Ein wesentlicher Aspekt des Vorhabens war daher die Eluierbarkeit von Schadstoffen aus dem Gestein. Bei der anthropogenen Nutzung werden v.a. im Ballungsraum Stuttgart große Mengen der Gesteine aus ihrem ursprünglichen geogenen Verband bewegt und somit aus ihrem natürlichen Gleichgewicht gebracht. Dies hat die potentielle Freisetzung von Schwermetallen, Sulfaten und anderen Schadstoffen zur Folge.

Im einzelnen umfaßten die Untersuchungen Literaturrecherchen, Feststellungen zur geologischen Situation im Großraum Stuttgart, eine Auswahl der Probennahmeorte, Probennahmen sowie Aufbereitung und Analyse der gewonnenen Proben im Labor. Danach erfolgte eine Auswertung des resultierenden Datenmaterials, das mit Hilfe von statistischen Tests aufbereitet und durch geochemische Modellierungen verifiziert wurde. Die zu untersuchenden geologischen Schichtglieder entstammen der Trias (z.T. Oberer Buntsandstein, oberer Muschelkalk mo2 sowie die nahezu vollständige Keuperabfolge), dem Schwarzen und Braunen Jura und untergeordnet Teilbereichen des Weißen Jura.

Im Verlauf von zwei größeren und einigen kleineren Probennahmekampagnen wurden im Großraum Stuttgart an zahlreichen genau lokalisierten Punkten ca. 400 Proben aus 53 stratigraphisch definierten Sedimentschichten gewonnen. Das Material stammt einerseits aus Bohrungen, wie z.B. den Bundesbahn-Bohrungen im Braunen Jura am Albaufstieg bei Gruibingen, andererseits (und zum größeren Teil) aus

Tagesaufschlüssen aus dem Bereich zwischen Geislingen - Nürtingen - Reutlingen - Leonberg - Maulbronn - Marbach.

Schwerpunkt dieser Arbeit war die Untersuchung toxischer Spurenelemente (v.a. Schwermetalle) sowie leicht löslicher grundwassergefährdender Hauptelemente. Darüber hinaus mußten jedoch zur Charakterisierung auch die Hauptkationen und -anionen erfaßt werden (Sulfat, Eisen, Aluminium).

In der Untersuchung sollten die Löslichkeiten von Schadstoffen aus dem Gesteinsmaterial mittels Eluierungen mit deionisiertem Wasser (nach DIN 38414 S4) überprüft werden, die gleichsam eine Simulation der Einwirkung von Oberflächenwasser auf das Gestein darstellen. Zu diesem Zweck waren auch geochemische Modellierungen von Bedeutung, deren Anwendung Prognosen und Aussagen über das Löslichkeitsverhalten von Inhaltsstoffen zulassen.

Um einen Gesamteindruck der Elementverteilung in den einzelnen Gesteinshorizonten zu gewinnen und Aussagen über die Langzeitbeeinflussung des Umfeldes bei einer möglichen Einlagerung treffen zu können, wurden die Proben zunächst einem Königswasseraufschluß nach DIN 38414 Teil 7 unterzogen und anschließend mit ICP-OES auf folgende Haupt-, Neben- und Spurenelemente untersucht:

1.: Haupt- und Nebenelemente: Aluminium, Natrium, Calcium, Eisen, Mangan, Kalium, Magnesium, Schwefel (als Sulfat (SO_4) berechnet).

2.: Spurenelemente: Arsen, Quecksilber, Selen, Bor, Zink, Blei, Cadmium, Cobalt, Nickel, Chrom, Vanadium, Kupfer, Barium.

Zur Einschätzung der Grundwasserrelevanz und der kurzfristig durch Wasser freisetzbaren Anteile der verschiedenen geologischen Formationen folgte dann eine Wassereluierung nach DIN 38414 Teil 4. An den gewonnenen Eluaten wurden wiederum die oben aufgeführten Hauptelemente und ausgewählte Spurenelemente mittels ICP-OES und Graphitofen-AAS sowie pH-Werte und Leitfähigkeiten gemessen. Hinzu kamen Sondenmessungen von Ammonium- und Chloridgehalten. Schließlich wurde jede Probe auf ihren Gesamt-Kohlenstoffgehalt und ausgewählte Proben auf organischen Kohlenstoff (C-org.) untersucht. Zur Identifizierung des Mineralbestandes erfolgten mittels RDA (Röntgendiffraktometeranalyse) Röntgenaufnahmen an ausgewählten Gesteinsproben.

Insgesamt resultierte aus den Untersuchungen eine Gesamtzahl von ca. 20 000 Analysenwerten. Die Bewertung der Ergebnisse der analysierten Gesteine diente der Empfehlung von Konsequenzen und Machbarkeiten für die Wiederverwertung des Materials. Dies ist um so mehr von Bedeutung, da die Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) der Bundesrepublik Deutschland bereits Richtwerte für eine Reihe von Schadstoffen in Böden und Gesteinen vorgelegt hat, die eine Einteilung der Materialien in verschiedene Verwertungsklassen vorsieht und im Falle der Wiederverwendung als Baustoff für Erdbauwerke oder bei der Verfüllung von Rohstoffabbauen bundesweit Gültigkeit besitzt.

Für die vorliegenden Untersuchungen wurden verschiedene Grenz- und Richtwertlisten zur Einstufung der geologischen Formationen bezüglich ihrer Wiederverwertung herangezogen. Im einzelnen sind dies:

- **Verordnung über Trinkwasser und über Wasser für Lebensmittelbetriebe (Trinkwasserverordnung – TrinkwV) im Bundesgesetzblatt Nr.66 vom 12. 12. 1990 (Seiten 2612-2632),**
- **KLOKE - Grenzwertliste [Bad.-Württ. 1980],**
- **Klärschlammverordnung [1992],**
- **VwV Anorganische Schadstoffe – Prüfwerte [Umweltminist. Bad.-Württ. 1993],**
- **„Hollandliste“ [1988] (nur für Barium),**
- **Grenzwertliste nach EIKMANN-KLOKE [1993] (nur für Arsen, Quecksilber, Selen),**
- **Zuordnungswerte für Boden bzw. Eluat der Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) – Technische Regeln vom 1. März 1994 („Anforderungen an die stoffliche Verwertung von mineralischen Reststoffen/Abfällen“).**

Die pH-Werte der Gesteine wurden analog DIN 38414 Teil 5 bestimmt. Sie liegen generell zwischen 7,1 und 8,7 und sind somit gemäß Trinkwasserverordnung (6,5-9,5) nicht grenzwertrelevant. Dies gilt im selben Maße für die Z-Werte (Eluat) der LAGA.

Die Ergebnisse der Leitfähigkeitsmessungen zeigen eine deutliche Variabilität zwischen den Formationen. Die höchsten Werte werden hier in den Grundgipsschichten und dem Mittleren Gipshorizont des km1 erreicht (>2000µS/cm), wo der Grenzwert der Trinkwasserverordnung (2000µS/cm) überschritten wird. Weiterhin sind hohe Werte in vielen Schichten des Oberen Muschelkalkes sowie des Schwarzen und Braunen Jura festzustellen, die sich in Bereichen zwischen 500 und 900µS/cm bewegen, wobei die Z0-Z1.1-Werte (Eluat) der LAGA von 500µS/cm z.T. deutlich überschritten werden.

Trias und Schwarzer Jura zeigen, mit Ausnahme einiger Kalk- und Sandsteine sowie dem bereits angesprochenen Grundgips, zumeist höhere Gehalte an Al. Der weitaus höchste Gehalt wird mit fast 45000mg/kg Al in den äußerst tonreichen Gesteinen der Roten Wand (km3u) erreicht. Der tonmineralärmere Braune Jura führt größtenteils weniger Al (z.T. <10000mg/kg Al). Die S4-Gehalte zeigen im allgemeinen Al-Werte <0,1mg/l, wobei diesen Werten eine Filtration der Elutionslösungen mit 0,1µm zugrunde liegen. Spitzenwerte werden lediglich im Keuper bei den Grundgipsschichten des km1 (0,28 mg/l) und den Tonsteinen im Schilfsandstein (0,78 mg/l) erreicht. Diese Gehalte überschreiten auch die Grenzwerte der Trinkwasserverordnung von 0,2mg Al/l.

Die **Natrium**-Gesamtgehalte variieren von 14mg/kg in den Röttonen des Oberen Buntsandstein bis 974mg/kg im Grenzglaukonit des Weißen Jura α. Lediglich im Angulatensandstein des Schwarzen Jura α2 liegen die Gehalte unterhalb der Nachweisgrenze (<1mg/kg). Die weit überwiegende Anzahl der geologischen Formationen enthält Na-Gehalte >200mg/kg. Die Eluatgehalte erstrecken sich von 1,9mg Na/l bei den Psilonotentonen des Schwarzen Jura α1 bis zu 56,6mg Na/l bei den Ornatentonen des Braunen Jura ζ. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung wird insgesamt nicht berührt.

Die **Calcium**-Gesamtgehalte folgen dem Kalkgehalt eines Gesteins. Daneben sorgen auch die gipsreichen Schichten für hohe Ca-Werte. Die höchsten Gehalte werden in den Mergeln des oberen Weißen Jura γ erreicht (303320mg/kg Ca). Der Stubensandstein des km4 weist mit 1170mg/kg die geringsten Ca-Werte auf. Die eluierten Ca-Gehalte variieren stark (die Sättigungskonzentration der Lösung mit Ca ist in hohem Maße vom Ausgangsmineral abhängig). Die geringsten Eluatgehalte (3mg Ca/l) finden sich im Stubensandstein, die höchsten gelösten Ca-Gehalte bieten die Eluate der gipsreichen Gesteine. So überschreiten die Grundgipsschichten mit 622mg/l und der Mittlere Gipshorizont mit 615mg/l (beide Schichten km1) deutlich den Grenzwert der Trinkwasserverordnung (400mg Ca/l). Trotzdem weisen die Schichten des Keuper insgesamt die geringsten Gehalte an gelöstem Ca auf, was insbesondere auch für die gelaugten Gipskeuperschichten zutrifft.

Die Grundgipsschichten des km1 enthalten die geringsten Mengen an **Eisen**, der Macrocephalus-Oolith des Braunen Jura ζ die höchsten, wobei die Konzentrationen des letzteren durch Fe-Oolithe hervorgerufen werden. Eisen ist in den S4-Eluaten größtenteils nur in geringen Mengen vorhanden. Im überwiegenden Teil der Gesteinseluate konnten keine Fe-Gehalte oberhalb der instrumentellen Nachweisgrenze (0,005mg/l) festgestellt werden. Der höchste Wert wurde, wiederum bei einer Filtration mit 0,1 µm, mit 0,925mg Fe/l in den Eluaten der Unteren Schwarzjuratone gemessen. Dies ist auch der einzige

Fall, in dem der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 0,2mg Fe/l überschritten wurde.

Die **Mangan**-Gesamtgehalte reichen von 19mg/kg im Stubensandstein des km4 bis zu 4048mg/kg im Parkinsoni-Oolith des Braunen Jura δ. Die Gesteine der meisten Schichten enthalten Mengen <1000mg Mn/kg. Die Mn-Eluatgehalte fallen in den Triasschichten am geringsten aus. Hier wird selten der Wert von 0,02mg/l überschritten. Die Lösungskonzentrationen der Juraschichten sind dagegen zumeist deutlich höher (ca. Faktor 10). Der Spitzenwert wird mit 1,39mg Mn/l in den Eluaten des Angulatensandstein (Schwarzer Jura α2) erreicht. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 0,05mg Mn/l wird in 8 Fällen überschritten. Neben dem Angulatensandstein sind davon der Rhät-Tonstein (ko), der Psilonoten-Kalkstein (sjα1), die Seegrasschiefer, Tonmergel und Wilden Schiefer des sjε sowie Personatensandstein und Oberer Donzdorfer Sandstein (beide bjβ) betroffen.

Die niedrigsten **Kalium**-Gehalte finden sich in den Psilonotenkalken des sjα1 (<9mg/kg), die höchsten in den Unteren Bunten Mergeln des km3u (22946 mg/kg). Alle Schichten des Jura enthalten dabei K-Mengen <8000mg/kg. Gehalte >10000mg/kg sind dagegen ausschließlich in den Keuperschichten anzutreffen. In den Gesteinseluaten liegen die Kaliumgehalte in den meisten Schichten zwischen 10 und 30mg/l. Die geringsten Werte weisen die Eluate der Oberen Schwarzjuratone auf (1mg K/l), die höchsten sind in den Lösungen der Vitriolschiefer des ku zu finden (48mg K/l). Da es sich bei den Eluatgehalten um geogen bedingte Werte handelt, wird der Grenzwert der Trinkwasserverordnung (50mg K/l, wenn geogen; andernfalls 12mg K/l) in keinem Fall überschritten.

Die **Magnesium**-Gesamtgehalte sind im Angulatensandstein des sjα2 am geringsten (1046mg/kg). Überhaupt finden sich unter den gesamten Juraschichten keine Gesteine mit Gehalten >10000mg Mg/kg. Dagegen sind Gesteine mit Werten >15000 mg Mg/kg in den Triasschichten eher die Regel. Der Höchstwert an Magnesium ist in den Dunkelroten Mergeln des km1 zu verzeichnen (68989mg/kg). Die Mg-Werte in den Eluaten bewegen sich zwischen 1mg/l in den Oberen Schwarzjuratonen und 37mg/l im Rhät-Tonstein des ko. Die Variabilität ist insgesamt gering.

Die Gesamtgehalte an **Schwefel** in den untersuchten Gesteinen werden in der Hauptsache von Sulfiden und Gips bestimmt. Die Meßergebnisse geben die Gehalte als **Sulfat** wieder. Dabei finden sich die höchsten Sulfatwerte in den Gipsgesteinen der Grundgipsschichten und des Mittleren Gipshorizontes (461411 bzw. 316492mg/kg). Die geringsten SO_4-Gehalte weisen mit 132mg/kg die Röttone des Oberen Buntsandsteins auf. Mit Ausnahme der stark gipshaltigen Schichten (nicht ausgelaugter Gipskeuper) sind die Sulfatgehalte im Keuper eher niedrig (meist <2000mg/kg), in den Juraschichten dagegen eher höher (meist >20000mg/kg). Hierbei scheint der größere Sulfidanteil der Juraschichten ausschlaggebend zu sein. Die SO_4-Gehalte in den Eluaten zeigen ein Bild ähnlich den Leitfähigkeiten, die überwiegend durch sie bestimmt werden. Die Sättigungskonzentrationen von SO_4 in den Lösungen sind zum großen Teil von der Art des Ausgangsminerales und der Mineralparagenese abhängig. So lassen sich aus Gips unter den gegebenen Bedingungen theoretisch etwa 1600mg SO_4/l lösen, was bei den eluierten Gipsschichten des Keuper mit ca. 1530mg SO_4/l auch erreicht wird. Die nächstkleinere Gehaltegruppe bildet dann der Lias ε mit Eluatwerten zwischen 500 und 650mg SO_4/l. Darunter folgt eine weitere Gruppe mit bis zu ca. 350mg/l. Insgesamt überschreiten 35 SO_4-Eluatgehalte die Z0-Z 1.1-Werte (Eluat; 50mg

SO_4/l) der LAGA, 33 den Z1.2-Wert (100mg SO_4/l) und 30 den Z2-Wert (150mg SO_4/l). Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 240mg SO_4/l wird immerhin noch in 18 Fällen übertroffen. Von diesen Überschreitungen sind der gesamte Braune Jura, der größte Teil des Schwarzen Jura, alle untersuchten Schichten des mo2 sowie der Obere Keuper und insbesondere die stark gipshaltigen Schichten des km1 (Grundgips, mittlerer Gipshorizont) betroffen.

Die höchsten Gesamtgehalte an **Bor** finden sich in den Dunkelroten Mergeln des km1 (63mg/kg). Insgesamt überschreiten 10 Gesteinsschichten den Grenzwert nach KLOKE (bzw. Klärschlammverordnung (25mg B/kg)), von denen allein 8 dem Keuper angehören. Die Gesteinseluate weisen dagegen keinerlei Grenzwertüberschreitungen für Bor auf. Die Gehalte variieren hier zwischen 0,008mg B/l im Mittleren Gipshorizont des km1 und 0,954mg B/l im Ornatenton des Braunen Jura ζ. Dabei enthält der größte Teil der Eluate Werte >0,1mg B/l. Die Borgehalte aus den Braunjuragesteinen sind insgesamt höher als diejenigen der anderen Formationen.

Die **Zink**-Gesamtgehalte liegen größtenteils zwischen 10 und 100mg/kg. Der geringste Wert findet sich im Grundgips des km1 (0,2mg Zn/kg), der höchste in den Oberen Schwarzjuramergeln des sjζ (256mg Zn/kg). Letzterer überschreitet somit den Grenzwert nach KLOKE bzw. der Klärschlammverordnung von 200mg Zn/kg. In drei weiteren Schichten wird zudem der Z0-Wert der LAGA von 120mg Zn/kg übertroffen (Untere Schwarzjuramergel sjγ, Seegrasschiefer sjε1, Wilde Schiefer sjε3). In den S4-Eluaten liegen die Zn-Gehalte in 15 Fällen unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0006mg/l. Obwohl die Grundgipsschichten die bei weitem niedrigsten Zn-Gesamtgehalte aufweisen, treten in ihren Lösungen, aufgrund der starken Sulfatlöslichkeit, die höchsten Werte auf (0,02mg Zn/l). Insgesamt sind bei den Eluaten keinerlei Grenz- bzw. Richtwertüberschreitungen für Zn festzustellen.

Die **Blei**-Gesamtgehalte bewegen sich generell zwischen 1,8mg/kg in den Estherienschichten des km1 und 40,5mg/kg in den Wilden Schiefern des sjε3. Lediglich die Psilonotenkalke im Schwarzen Jura α1 weisen einen Spitzenwert von 349mg Pb/kg auf (wahrscheinlich lokale, punktuelle Vererzung). Dieser Wert bleibt auch die einzige Grenzwertüberschreitung nach KLOKE (100mg Pb/kg). Aufgrund meßtechnischer Schwierigkeiten konnten 9 Gesteinseluate nicht auf Blei untersucht werden. Von den gemessenen Lösungen liegen 15 unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0045mg Pb/l. In 2 Fällen wird der Grenzwert der Trinkwasserverordnung von 40µg Pb/l und der Z1.1-Wert (Eluat) LAGA überschritten (Untere Bunte Mergel km3u: 51µg Pb/l, Psilonotentone sjα1: 50µg Pb/l) sowie in 2 weiteren der Z0-Wert (Eluat) von 20µg/l (Vitriolschiefer ku: 21µg Pb/l, Dunkle Mergel km2: 27µg Pb/l).

Die **Cadmium**-Gesamtgehalte in den Braunjuraproben, die aus Bohrkernen gewonnen wurden, liegen sämtlich unterhalb der Nachweisgrenze von 0,002mg/kg. Hier handelt es sich möglicherweise um lokale Abreicherungen an Cd, da demgegenüber der andernorts beprobte, ebenfalls dem Braunjura entstammende Opalinuston mit 1,22mg Cd/kg den Z1.1-Wert (Boden) der LAGA (1mg Cd/kg) überschreitet. Insgesamt übertreffen 22 Gesteinsschichten Grenz- bzw. Richtwerte für Boden, davon 2 den Z1.2-Wert LAGA von 3mg Cd/kg (Obere Schwarzjuramergel sjζ: 4,77mg Cd/kg, Wilde Schiefer sjε3: 3,23mg Cd/kg) und weitere 3 den Grenzwert nach KLOKE von 1,5mg Cd/kg (Angulatensandstein sjα2: 1,67mg Cd/kg, Seegrasschiefer sjε1: 1,82mg Cd/kg, Tonmergel sjε2: 2,22mg Cd/kg). Die höchsten Cd-Gehalte finden sich hauptsächlich in den stärker sulfidischen Tongesteinen des Schwarzen Jura. Von den S4-Eluaten liegen 41 unterhalb der Nachweisgrenze

(0,0006mg Cd/l). Die Lösungen der Tonmergel des sjε2 (3,4µg Cd/l) überschreiten den Z1.1-Wert der LAGA von 2µg Cd/l. Die Eluate der Seegrasschiefer sjε1 (9,7µg Cd/l), Grundgipsschichten km1 (6,6µg Cd/l) sowie der Wilden Schiefer sjε3 (6,2µg Cd/l) liegen oberhalb des Grenzwertes der Trinkwasserverordnung bzw. des Z1.2-Wertes (Eluat) der LAGA von 5µg Cd/l. Die Tonschiefer des Lias ε zeigen somit ein starkes Löslichkeitspotential an Cadmium.

Die Gesamtgehalte an **Cobalt** variieren zum Großteil zwischen 1,7mg/kg (Grundgipsschichten km1) und 39,7mg/kg (Obere Braunjuratone bjε). Lediglich 2 Oolithe des Braunen Jura bilden grenzwertüberschreitende Spitzenwerte (Parkinsoni-Oolith bjδ: 155mg Co/kg, Macrocephalus-Oolith bjζ: 56mg Co/kg). In den Eluaten wird die Nachweisgrenze von 0,0015mg Co/l in 33 Fällen unterschritten. In den übrigen Lösungen reichen die Gehalte von 0,0015mg Co/l in den Unteren Schwarzjuramergeln des sjγ bis zu 0,219mg Co/l in den Estherienschichten des ku.

Die niedrigsten **Nickel**-Gesamtgehalte finden sich mit 2mg/kg in den Grundgipsschichten des km1, die höchsten im Parkinsoni-Oolith des bjδ, wo 166mg/kg erreicht werden. Insgesamt überschreiten 17 Gesteinsschichten den Z0-Wert (Boden) der LAGA (40 mg Ni/kg) und 3 weitere den Z1.1-Wert (100mg Ni/kg). Den Grenzwert nach KLOKE von 50mg Ni/kg übertreffen 16 Schichten. Dabei ist eine Konzentration der hohen Werte im Bereich der Schwarzschiefer des Schwarzen Jura (Sulfid-Vererzungen) sowie bei den Oolithen des Braunen Jura (Fe-Oolith-Bindungen) festzustellen. Die Ni-Nachweisgrenze von 0,002 mg/l wird in den Eluaten in 21 Fällen unterschritten. Dies betrifft insbesondere die Lösungen der Triasgesteine. Die Spitzenwerte finden sich in den Eluaten der Seegrasschiefer des sjε1 (0,105mg Ni/l), der Wilden Schiefer des sjε3 (0,074mg Ni/l) sowie der Grundgipsschichten des km1 (0,069mg Ni/l). Deren Gehalte überschreiten den Grenzwert der Trinkwasserverordnung bzw. den Z1.1-Wert (Eluat) LAGA von jeweils 50µg Ni/l.

Die **Chrom**-Gesamtgehalte bewegen sich im allgemeinen zwischen 7mg/kg (Psilonotenkalke sjα1) und 53mg/kg (Estherienschichten ku, Dunkelrote Mergel km1). Drei Oolith-Gesteine des Braunen Jura erreichen Höchstwerte von 437mg Cr/kg (Macrocephalus-Oolith) bzw. 318mg Cr/kg (Parkinsoni-Oolith) und 176mg Cr/kg (Subfurcatus-Oolith). Damit werden sowohl der Grenzwert nach KLOKE (100mg Cr/kg) als auch die Z 1.1 und Z1.2 Werte der LAGA (100 bzw. 200 mg Cr/kg) übertroffen. Bei den Eluaten liegen 27 Werte, v.a. der Juraschichten, unterhalb der Nachweisgrenze von 0,001mg Cr/l. Der Grenzwert der Trinkwasservereinigung (50µg Cr/l) wird in 2 Fällen überschritten (Grundgipsschichten km1: 72,5µg Cr/l, Seegrasschiefer sjε1: 58,6µg Cr/l). Zwei weitere Schichten liegen oberhalb des Z0- (15µg Cr/l) bzw. Z1.1-Wertes (30µg Cr/l) der LAGA (Wilde Schiefer sjε3: 35µg Cr/l, Mittlerer Gipshorizont km1: 25µg Cr/l).

Die Gesamtgehalte an **Vanadium** zeigen insgesamt eine ähnliche quantitative Verteilung wie Nickel und Chrom, was auf ein gemeinsames Vorkommen in bestimmten Sulfiden und Fe-Oolithen zurückzuführen ist. Die höchsten Gehalte finden sich also in den Schwarzschiefern des Schwarzen Jura sowie den Oolithen des Braunen Jura. In letzteren wird der Spitzenwert von 359mg V/kg erreicht (Macrocephalus-Oolith). Die geringsten Werte sind in den Grundgipsschichten des km1 festzustellen (3mg V/kg). Die Eluate wurden nicht auf Vanadium gemessen.

Die höchsten **Kupfer**-Gesamtgehalte zeigen sich in den Schwarzschiefern des Schwarzen Jura (Sulfid-Vererzungen) sowie im Übergangsbereich zwischen Unterem Keuper und Oberem Muschelkalk. Mit 57,5 mg Cu/kg erreichen die Wilden Schiefer des sjε3 den Spitzenwert. Insgesamt liegen 7 Gesteinsschichten oberhalb des Z0-Wertes (Boden) der LAGA von 40

mg Cu/kg. Der Grenzwert nach KLOKE (60mg Cu/ kg) wird nicht übertroffen. Die geringsten Gehalte sind in den dunklen Tonsteinen des Schilfsandstein (km2) zu verzeichnen, wo die Nachweisgrenze von 0,01mg Cu/kg unterschritten wird. Bei den S4-Eluaten liegen 8 Proben unterhalb der Nachweisgrenze von 0,001mg Cu/l. Die höchsten gelösten Kupfermengen finden sich in den Eluaten der Grundgipsschichten des km1 (0,124mg Cu/l) sowie der Seegrasschiefer des sjε1 (0,076mg Cu/l).

In den untersuchten Schichten liegen die **Barium**-Gesamtgehalte der Gesteine des Oberen Buntsandstein, des mo2 sowie der Grundgipsschichten des km1 unterhalb der Nachweisgrenze von 1,5mg Ba/ kg. Der Stubensandstein des km4 erreicht mit 231mg Ba/kg den höchsten Wert. Insgesamt weisen die Keuperschichten höhere Bariumgesamtgehalte als die Juraschichten auf. Der Prüfwert nach der Hollandliste (400mg Ba/kg) wird nicht überschritten. In den S4-Eluaten reichen die Ba-Gehalte von 0,003mg/l in den Oberen Weißjuramergeln des Weißen Jura γ bis zu 0,328mg/l in den Seegrasschiefern des Schwarzen Jura ε1. Der Grenzwert der Trinkwasserverordnung (1mg Ba/l) wird in keinem Fall erreicht.

Die **Arsen**-Gesamtgehalte bewegen sich zu einem Großteil zwischen 1 und 20mg/kg, wobei die Lehrbergschichten des km3 mit 0,14mg/kg die geringsten Gehalte aufweisen. Allerdings überschreiten 14 Gesteinsschichten den Arsengrenzwert nach EIKMANN-KLOKE bzw. den Z0-Wert (Boden) der LAGA, der jeweils 20mg As/kg beträgt. Von diesen 14 Schichten liegen 8 oberhalb des Z1.1-Wertes, von denen sich wiederum einer oberhalb Z1.2 und ein letzter oberhalb Z2 befindet. Dieser Spitzenwert wird mit 440mg As/kg im Parkinsoni-Oolith erreicht, offenbar hervorgerufen durch arsenhaltige Minerale in der Probe. Die Überschreitungen der Grenz- und Z-Werte bleiben, mit Ausnahme des Rhät-Tonsteins (ko), auf den Braunen Jura beschränkt. Die S4-Eluate wurden nicht auf Arsen gemessen.

In 34 Fällen liegen die Gesamtgehalte an **Quecksilber** unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0007mg/ kg. Die übrigen Werte reichen von 0,04mg Hg/kg (Estherienschichten km1, Tonmergel sjε2, Obere Weißjuramergel wjγ) bis zu 1,16mg Hg/kg in den Röttonen des Oberen Buntsandstein. Insgesamt überschreiten sowohl die Röttone als auch die Oberen Schwarzjuramergel des sjζ den Hg-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE (0,5mg/kg) bzw. den Z1.1-Wert (Boden) der LAGA (1mg Hg/kg). Eine weitere Schicht liegt oberhalb des Z0-Wertes von 0,3mg Hg/ kg (Parkinsoni-Oolith bjδ: 0,32mg Hg/kg). Quecksilbermessungen an den Eluaten fanden nicht statt.

Bei den **Selen**-Gesamtgehalten liegen 6 Gesteinsschichten, in der Hauptsache Formationen des Keuper, unterhalb der Nachweisgrenze von 0,0005mg/kg. Die übrigen Gehalte variieren zwischen 0,02mg Se/kg (Dunkelrote Mergel km1, Estherienschichten km1) und 1,91mg Se/kg (Wilde Schiefer sjε3). Insgesamt überschreiten 5 Schichten den Se-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE (1mg/kg). Dies sind im einzelnen die Schichten des Schwarzen Jura ε (mit Ausnahme der Stinkkalke) und die oberhalb anschließenden Oberen Schwarzjuramergel sowie die Lehrbergschichten des km3. An den Eluaten wurden keine Selenmessungen vorgenommen.

Die geringsten Gehalte an **organischem Kohlenstoff** weisen mit 970mg/kg die Lehrbergschichten des km3 auf. Die höchsten C-org.-Anteile finden sich in den Seegrasschiefern des sjε1 (96000mg/kg), den Tonmergeln des sjε2 (78500mg/kg), den Stinkkalken des sjε2 (37000mg/kg), den Wilden Schiefern des

sjε3 (89400mg/kg) sowie den Oberen Schwarzjuramergeln des sjζ (93600mg/kg).

Die **Kohlenstoff**-Gesamtgehalte sind im Stubensandstein des km4 am geringsten (667mg/kg) und in den Schichten des Schwarzen Jura ε sowie ζ am höchsten. In den letzteren variieren die Gehalte von 112000 – 125000mg C-ges./kg. Ausschlaggebend hierfür sind die extrem hohen Anteile an organischem Kohlenstoff in den Schwarzschiefern. Ansonsten bestimmt ganz überwiegend der Karbonatanteil den Gehalt an C-ges.

Zur besseren Einordnung der gemessenen Elementgehalte dieser Arbeit wurden Vergleichsdaten anderer Untersuchungen herangezogen. Dabei zeigte sich, daß entweder zumeist nur Bodenproben im Hinblick auf das Ausgangsgestein untersucht worden waren, oder die Datenbasis der gemessenen Proben für eine aussagekräftige Bewertung zu gering ausfiel. Weiterhin konnten die Eluatwerte den natürlichen Grundwassergehalten gegenübergestellt werden. Dabei fanden sich z.T. gute Übereinstimmungen zwischen den Elementgehalten. Die Konzentrationen der aus frischem Gestein relativ leicht löslichen Anteile liegen in den natürlichen Wässern unterhalb derjenigen der Eluate (Na, K, B). In Einzelfällen sind die Gehalte in beiden Lösungen gleich. Der Befund verweist auf die leichte Löslichkeit einiger Komponenten wie Cl, Mg sowie die Gips-Komponenten Ca und SO_4. Bis auf Bor bleiben die Spurenelementgehalte ohne Belang, da auf Grund unterschiedlicher Nachweisgrenzen bei den Meßverfahren für die natürlichen Wässer und die Eluate eine direkte Vergleichbarkeit nicht gegeben war.

Anhand von Korrelationsanalysen (Elementkorrelationen, Clusteranalysen, Faktorenanalysen) des Datenmaterials wurden Unterschiede bezüglich Stoffbestand und Bindungsformen der Elemente zwischen den stratigraphischen Serien oder verschiedenen Gesteinsarten ermittelt. Die Befunde dieser Korrelationen ergeben eine Charakterisierung der stratigraphischen Serien hinsichtlich ihres hauptsächlichen Steuerungsverhaltens für Schwermetall-Bindungsformen. Die Bindungsformen sind dabei für die Wiederverwendung des Gesteins von besonderem Interesse, da sie direkte Rückschlüsse auf das Gefährdungspotential des Materials zulassen. Untersuchungen zur Bestimmung der Bindungsformen mittels sequentieller Elutionen, wie etwa von TESSIER et al. (1979) bzw. FÖRSTNER & CALMANO (1982) sowie JACOB et al. (1990) vorgeschlagen, waren wegen des zu hohen Aufwandes bei einer zugleich großen Anzahl an Proben nicht durchzuführen. Die Korrelationen boten diesbezüglich den weitaus effektiveren Weg zur Bestimmung der Bindungsformen.

Die Korrelationen zeigten, daß im Keuper die Schwermetalle überwiegend adsorptiv an (Fe-) Tonminerale gebunden sind, während die SM im Schwarzen Jura größtenteils in (Fe-) sulfidischen Mineralisationen, aber auch adsorptiv an Tone und organischen Kohlenstoff gebunden vorliegen. Im Braunen Jura sind die SM sowohl tonmineralisch als auch an Fe-/Mn- Oxide/Hydroxide gebunden, die aus Fe-(Mn-) Karbonaten hervorgehen. Die Korrelationsergebnisse weisen den Schwarzjuraschichten das größte Gefährdungspotential bei einer möglichen Wiederverwendung zu, da sie den höchsten Anteil an leicht eluierbaren Schwermetallen führen.

Um Prognosen zum Löslichkeitsverhalten einiger Elemente unter Abweichung der Bedingungen bei den Elutionsversuchen stellen sowie mögliche Szenarien durchprüfen zu können, war es notwendig, mit verschiedenen Programmen (WATEQ4F, PHREEQE) geochemische Modellierungen vorzunehmen. Neben der Verifizierung der analytischen und experimentellen Arbeiten gehört die geochemische Modellierung zur Methodik der Prognose beim

Umgang und der Wiederverwertung von Gesteinen. Mit Hilfe dieses Ansatzes wurden die Auswirkungen einer Vielzahl von Parametern auf das Gestein simuliert. Dabei sollten bestimmte Minerale mit unterschiedlichen Lösungen equilibriert werden, um die jeweilige Sättigungsgrenze und damit die höchstmöglichen Gehalte eines Elementes in einer definierten Lösung zu bestimmen. Als zu variierende Parameter wurden pH, Eh, Temperatur, Salzlast und Gesamtgehalt an CO_2 in der Lösung gewählt.

Von besonderem Interesse bei den Modellierungen waren Al-, Fe-, Ca,- und Sulfat-/Sulfidminerale (Schwermetallsulfide) sowie die aus ihnen durch Verwitterung bzw. Alterungsprozesse hervorgehenden Umwandlungsprodukte (Unterscheidung bezüglich des kurz- und des langfristigen Lösungsverhaltens eines Elementes). Weiterhin wurden einige natürlich vorkommende Minerale der Schwermetalle Pb, Zn und Cd in karbonatischer bzw. sulfatischer Bindung zu den Berechnungen herangezogen und jeweils sowohl mit Calcit als auch untereinander equilibriert. Wie in den Korrelationen gezeigt, sind die Sulfate und Sulfide insbesondere im Hinblick auf ihr Vorkommen in den Keuper- (Ca-Sulfate) und Schwarzjuraschichten (Schwermetallsulfide) von Relevanz. Insgesamt orientierte sich die Auswahl der zu den Equilibrierungen herangezogenen Minerale an den aus den Korrelationen bestimmten Bindungsformen der Elemente sowie an den röntgenographischen Untersuchungen.

Die Ergebnisse der Modellierungen mit schwermetallhaltigen Mineralen legt für Pb nahe, stark anglesitführende Gesteine von einer Wiederverwendung generell auszuschließen, um potentielle Grundwasserbelastungen mit Blei zu verhindern. Bei Vorhandensein von Cerussit sind zumindest stark reduzierende Milieus sowie geringe pH-Werte und hohe Salzlasten möglicher einwirkender Lösungen zu vermeiden. Ebenso wäre bei Cerussit die Anwesenheit weiterer Karbonate (insbesondere Calcit) bzw. ein höherer CO_2-Partialdruck von großem Vorteil, um die Pb-Ionen zu binden. Sind sulfidische Pb-Mineralisationen vorhanden (z.B. Schwarzer Jura), darf das Gestein keinen oxidativen Prozessen ausgesetzt werden.

Im Falle von Zink sollten bei der Wiederverwendung von Gesteinsmaterialien mit Smithsonit die pH-Werte einwirkender Wässer nicht unterhalb von 7 liegen, um Grenzwertüberschreitungen von Zn nach der TVO (5mg/l) zu verhindern. Die Anwesenheit von Calcit und CO_2 ist günstig. Zur Gewährleistung der Stabilität von Smithsonit sind stark reduzierende Milieus (<-200mV) zu vermeiden. Auch sollten keine Lösungen mit erhöhten Salzlasten auf das Gestein einwirken können. Demgegenüber fördern im Falle von sulfidischen Zn-Mineralen oxidierende Milieus die Freisetzung von Zn.

Bei Cadmium sind zur Vermeidung von Grenzwertüberschreitungen nach TVO (5µg/l) bzw. LAGA (2µg/l [Z0, Z1.1] bei einer Wiederverwertung Cd-karbonatreichen (Otavit) Gesteins pH-Werte < 7 zu verhindern. Auch dürfen keine erhöhten Salzlasten bei der Wiederverwendung auftreten.

Generell sollten stark SM-sulfidhaltige Gesteine, aufgrund einer erhöhten Löslichkeit sowohl der Schwermetalle als auch des Schwefels (Oxidation zu Sulfat), nicht in oxidierenden Bereichen wiederverwendet werden.

Auf Grundlage der durchgeführten Untersuchungen entstand letztlich eine Klassifizierung der Gesteine zum Zweck ihrer umweltschonenden Wiederverwendung. Dabei wurden die Gesteinsmaterialien verschiedenen Belastungsklassen zugeordnet, die sich an den Maßgaben von TVO, KLOKE-Liste, LAGA u.a. orientieren.

Es wird belegt, daß für die Einteilung in Gefährdungsklassen die eluierbaren Schadstoffe der Gesteine sowie der Anteil an C-org. maßgebend sind. Als Hauptgröße der eluierbaren Anteile ist das Sulfat zu nennen. Für die Bewertung und Einteilung der Gesteine ist somit die Bestimmung des Sulfatgehaltes im Eluat, des Gesamtgehaltes an organischem Kohlenstoff sowie der toxischen Elemente im Eluat (nach den Richtlinien von TVO bzw. LAGA) hinreichend und notwendig. Insgesamt konnten 5 Gefährdungsgruppen unterschieden werden, deren Belastungspotential von *keine Gefährdung* bis *sehr starke Gefährdung* im Falle der Wiederverwendung des Materiales reicht.

Insgesamt weisen 50% der Sedimente des Lias eine mäßige bis sehr starke Gefährdung auf. Diese beruht auf hohen Anteilen an Sulfid sowie an leicht eluierbaren toxischen Elementen, wobei es sich überwiegend um Schwermetalle handelt. Im Verbreitungsraum dieser Serien ist daher besondere Vorsicht bei der Wiederverwendung von Sedimentgesteinen geboten. 11% der Keuperschichten bewirken eine starke bis sehr starke Gefährdung, was in der Hauptsache auf die hohen Sulfatgehalte in den nicht ausgelaugten Schichten des Gipskeuper zurückzuführen ist (so sollten die Gipshorizonte des nicht gelaugten km1 nur an Ort und Stelle wiederverwendet werden).

Das Belastungsproblem bei der Wiederverwertung liegt somit in der Hauptsache bei den Serien des Lias. Seit längerem bekannt und in dieser Untersuchung bestätigt und genauer quantifiziert ist die Belastung der Schichten des Lias ε.

Läßt man die Bereiche außer acht, in welchen die Schichten des Lias anstehen, so weisen 87% der geologischen Formationen keine bzw. nur schwache Gefährdungen auf. D.h., der ganz überwiegende Anteil von abgebauten Gesteinen kann uneingeschränkt in Regionen anderer geologischer Zusammensetzung verbracht und gelagert werden. Aufgrund des relativ großen Anteiles an den höheren Gefährdungsklassen sollten Gesteine des Schwarzen Jura grundsätzlich nur im Ausstrichbereich des Lias wiederverwendet werden.

Anhang

Tabellen zu Kapitel 3: Entnahmestellen der Proben / Probenlisten

Die folgenden Tabellen listen die einzelnen Proben und ihre Entnahmestellen auf. Wenn möglich, wurden Rechts- und Hochwerte sowie Ortsbezeichnungen angegeben. Da jedoch nicht alle geologischen Karten bzw. TK-Blätter greifbar waren, können manche Probennahmestellen nur mit ihrer Ortsbezeichnung angegeben werden.

Tab. 3.2.2.: Probenliste 1

ID	Geologische Formation	TK-Nr.	Rechts-Wert	Hoch-Wert	Lokation
1	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	westlich Althengstett, nördlich des Tafelberges
2	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
3	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
4	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
5	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
6	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
7	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
8	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
9	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
10	so, Röttone	7218	34 84 125	53 98 200	s.o.
11	mo2, Mergel/Tone an d. Basis				Steinbruch bei Rielingshausen
12	mo2, Mergel/Tone an d. Basis				s.o.
13	mo2, Mergel/Tone an d. Basis				s.o.
14	mo2, Mergel/Tone an d. Basis				s.o.
15	mo2, Mergel/Tone an d. Basis				s.o.
16	mo2, Tonhorizonte				Steinbruch bei Rielingshausen
17	mo2, Tonhorizonte				s.o.
18	mo2, Tonhorizonte				s.o.
19	mo2, Tonhorizonte				s.o.
20	mo2, Tonhorizonte				s.o.
21	mo2, Tonhorizonte				s.o.
22	mo2, Tonhorizonte				s.o.
23	mo2, Tonhorizonte				s.o.
24	mo2, Tonhorizonte				s.o.
25	mo2, Tonhorizonte				s.o.
26	mo2, Mergel/Tone im oberen Abschnitt				Steinbruch bei Rielingshausen
27	mo2, Mergel/Tone i.o. Abschnitt				s.o.
28	mo2, Mergel/Tone i.o. Abschnitt				s.o.
29	mo2, Mergel/Tone i.o. Abschnitt				s.o.
30	mo2, Mergel/Tone i.o. Abschnitt				s.o.
31	ku Basis, Vitriolschiefer				Steinbruch bei Rielingshausen
32	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
33	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
34	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
35	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
36	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
37	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
38	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
39	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
40	ku Basis, Vitriolschiefer				s.o.
41	ku, Estherienschichten				Steinbruch bei Rielingshausen
42	ku, Estherienschichten				s.o.
43	ku, Estherienschichten				s.o.
44	ku, Estherienschichten				s.o.
45	ku, Estherienschichten				s.o.
46	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	Leonberg/Eltingen, Park
47	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
48	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.

ID	Geologische Formation	TK-Nr.	Rechts-Wert	Hoch-Wert	Lokation
49	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
50	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
51	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
52	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
53	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
54	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
55	km1, Grundgipsschichten	7220	35 01 250	54 06 250	s.o.
56	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
57	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	s.o.
58	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	s.o.
59	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	s.o.
60	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	s.o.
61	km1, Bochinger Horizont	7220	35 01 875	54 04 950	s.o.
62	km1, Dunkelrote Mergel	7220	35 00 500	54 04 975	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
63	km1, Dunkelrote Mergel	7220	35 00 500	54 04 975	s.o.
64	km1, Dunkelrote Mergel	7220	35 00 500	54 04 975	s.o.
65	km1, Dunkelrote Mergel	7220	35 00 500	54 04 975	s.o.
66	km1, Dunkelrote Mergel	7220	35 00 500	54 04 975	s.o.
67	km1, Mittlerer Gipshorizont	7220	35 02 000	54 05 000	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
68	km1, Mittlerer Gipshorizont	7220	35 02 000	54 05 000	s.o.
69	km1, Mittlerer Gipshorizont	7220	35 02 000	54 05 000	s.o.
70	km1, Mittlerer Gipshorizont	7220	35 02 000	54 05 000	s.o.
71	km1, Mittlerer Gipshorizont	7220	35 02 000	54 05 000	s.o.
72	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
73	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	s.o.
74	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	s.o.
75	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	s.o.
76	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	s.o.
77	km1, Estherienschichten	7220	35 00 975	54 04 300	s.o.
78	km2, dunkle Tonsteine im Schilf-sandstein	7220	35 00 950	54 03 800	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
79	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	7220	35 00 950	54 03 800	s.o.
80	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	7220	35 00 950	54 03 800	s.o.
81	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	7220	35 00 950	54 03 800	s.o.
82	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	7220	35 00 950	54 03 800	s.o.
83	km2, Dunkle Mergel des oberen km2	7220	35 00 900	54 04 100	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
84	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	7220	35 00 900	54 04 100	s.o.
85	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	7220	35 00 900	54 04 100	s.o.
86	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	7220	35 00 900	54 04 100	s.o.
87	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	7220	35 00 900	54 04 100	s.o.
88	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	Hinterer Ehrenberg, südöstlich Eltingen
89	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	s.o.
90	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	s.o.
91	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	s.o.
92	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	s.o.
93	km3u, Rote Wand	7220	35 00 900	54 03 750	s.o.
94	km3o, Bunte Mergel				Auf dem Stromberg bei Hohenhaslach
95	km3o, Bunte Mergel				s.o.
96	km3o, Bunte Mergel				s.o.
97	km3o, Bunte Mergel				s.o.
98	km3o, Bunte Mergel				s.o.
99	km3o, Bunte Mergel				s.o.
100	km3o, Bunte Mergel				s.o.
101	km3o, Bunte Mergel				s.o.
102	km3o, Bunte Mergel				s.o.
103	km3o, Bunte Mergel				s.o.
104	sj alpha1, Psilonotentone	7220	35 06 425	54 00 350	Alter Steinbruch im Büsnauer Rain
105	sj alpha1, Psilonotentone	7220	35 06 425	54 00 350	s.o.
106	sj alpha1, Psilonotentone	7220	35 06 425	54 00 350	s.o.
107	sj alpha1, Psilonotentone	7220	35 06 425	54 00 350	s.o.
108	sj alpha1, Psilonotentone	7220	35 06 425	54 00 350	s.o.
109	sj beta, Untere Schwarzjuratone	7322	35 34 250	53 95 200	Baugrube in Hochdorf, 100 m südlich der Kirche
110	sj beta, Untere Schwarzjuratone	7322	35 34 250	53 95 200	s.o.
111	sj gamma, Untere Schwarzjura-mergel	7322	35 33 900	53 92 600	Baugrube in Notzingen, Ortskern

ID	Geologische Formation	TK-Nr.	Rechts-Wert	Hoch-Wert	Lokation
112	sj gamma, U. Schwarzj.-Mergel	7322	35 33 900	53 92 600	s.o.
113	sj gamma, U. Schwarzj.-Mergel	7322	35 33 900	53 92 600	s.o.
114	sj gamma, U. Schwarzj.-Mergel	7322	35 33 900	53 92 600	s.o.
115	sj gamma, U. Schwarzj.-Mergel	7322	35 33 900	53 92 600	s.o.
116	sj delta, Obere Schwarzjuratone	7322	35 31 450	53 91 850	Autobahnböschung zwischen Ötlingen und Notzingen
117	sj delta, Obere Schwarzjuratone	7322	35 31 450	53 91 850	s.o.
118	sj delta, Obere Schwarzjuratone	7322	35 31 450	53 91 850	s.o.
119	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	Schieferbruch K. Gonser bei Ohmden
120	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
121	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
122	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
123	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
124	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
125	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
126	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
127	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
128	sj epsilon1, Seegrasschiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
129	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	Schieferbruch K. Gonser bei Ohmden
130	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
131	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
132	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
133	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
134	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
135	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
136	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
137	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
138	sj epsilon2, Tonmergel	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
139	sj epsilon2, Stinkkalke	7323	35 39 750	53 90 800	Schieferbruch K. Gonser bei Ohmden
140	sj epsilon2, Stinkkalke	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
141	sj epsilon2, Stinkkalke	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
142	sj epsilon2, Stinkkalke	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
143	sj epsilon2, Stinkkalke	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
144	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	Schieferbruch K. Gonser bei Ohmden
145	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
146	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
147	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
148	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
149	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
150	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
151	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
152	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
153	sj epsilon3, Wilde Schiefer	7323	35 39 750	53 90 800	s.o.
154	sj zeta, Obere Schwarzjura-mergel	7322	35 33 500	53 93 300	Hochdorf Richtung Notzingen
155	sj zeta, Ob. Schwarzjuramergel	7322	35 33 500	53 93 300	s.o.
156	sj zeta, Ob. Schwarzjuramergel	7322	35 33 500	53 93 300	s.o.
157	sj zeta, Ob. Schwarzjuramergel	7322	35 33 500	53 93 300	s.o.
158	sj zeta, Ob. Schwarzjuramergel	7322	35 33 500	53 93 300	s.o.
159	bj alpha, Opalinuston	7323			Albaufstieg Aichelberg, Tunnelröhren-Südende rechts d. Autobahn
160	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
161	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
162	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
163	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
164	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
165	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
166	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
167	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
168	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
169	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
170	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
171	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
172	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
173	bj alpha, Opalinuston	7323			s.o.
174	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	Steinbruch am Hörnle
175	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.

ID	Geologische Formation	TK-Nr.	Rechts-Wert	Hoch-Wert	Lokation
176	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.
177	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.
178	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.
179	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.
180	wj alpha, Untere Weißjuramergel	7422	35 25 875	53 78 750	s.o.
181	ob. wj gamma, Mergel	7422			Hochwanger Steige
182	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
183	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
184	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
185	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
186	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
187	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
188	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
189	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
190	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
191	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.
192	ob. wj gamma, Mergel	7422			s.o.

Bis auf den Opalinuston (s.o.) wurden sämtliche Braunjuraproben den Bohrkernen der Bohrungen Gruibingen 401, 403 und 404 entnommen:

Tab. 3.2.3.: Probenliste 2 (Bohrproben)

ID	Geologische Formation
3124	bj beta; Zopfplatten
3125	bj beta; Zopfplatten
3179	bj beta; Zopfplatten
3258	bj beta; Zopfplatten
3257	bj beta; Zopfplatten
3172	bj beta; Tolutariazone
3171	bj beta; Tolutariazone
3253	bj beta; Tolutariazone
3252	bj beta; Tolutariazone
3165	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3164	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3163	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3162	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3161	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3160	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3243	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3242	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3241	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3240	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3348	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3347	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.
3156	bj beta; Personatensandstein
3155	bj beta; Personatensandstein
3154	bj beta; Personatensandstein
3238	bj beta; Personatensandstein
3237	bj beta; Personatensandstein
3341	bj beta; Personatensandstein
3148	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3147	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3146	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3145	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3144	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3143	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3232	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3231	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3230	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3229	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3228	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3227	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3332	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3331	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3330	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.
3142	bj gamma; Wedelsandstein
3141	bj gamma; Wedelsandstein
3140	bj gamma; Wedelsandstein
3139	bj gamma; Wedelsandstein
3138	bj gamma; Wedelsandstein
3226	bj gamma; Wedelsandstein
3225	bj gamma; Wedelsandstein
3224	bj gamma; Wedelsandstein
3223	bj gamma; Wedelsandstein
3222	bj gamma; Wedelsandstein
3221	bj gamma; Wedelsandstein
3220	bj gamma; Wedelsandstein
3219	bj gamma; Wedelsandstein

ID	Geologische Formation
3218	bj gamma; Wedelsandstein
3217	bj gamma; Wedelsandstein
3216	bj gamma; Wedelsandstein
3329	bj gamma; Wedelsandstein
3328	bj gamma; Wedelsandstein
3327	bj gamma; Wedelsandstein
3326	bj gamma; Wedelsandstein
3325	bj gamma; Wedelsandstein
3324	bj gamma; Wedelsandstein
3323	bj gamma; Wedelsandstein
3322	bj gamma; Wedelsandstein
3321	bj gamma; Wedelsandstein
3320	bj gamma; Wedelsandstein
3319	bj gamma; Wedelsandstein
3318	bj gamma; Wedelsandstein
3317	bj gamma; Wedelsandstein
3137	bj delta; Dorsetensienbank
3315	bj delta; Dorsetensienbank
3314	bj delta; Dorsetensienbank
3313	bj delta; Dorsetensienbank
3312	bj delta; Dorsetensienbank
3311	bj delta; Dorsetensienbank
3310	bj delta; Dorsetensienbank
3309	bj delta; Dorsetensienbank
3136	bj delta; Humphriesi-Oolith
3215	bj delta; Humphriesi-Oolith
3214	bj delta; Humphriesi-Oolith
3213	bj delta; Humphriesi-Oolith
3308	bj delta; Humphriesi-Oolith
3212	bj delta; Coronatenschichten
3211	bj delta; Coronatenschichten
3210	bj delta; Coronatenschichten
3209	bj delta; Coronatenschichten
3208	bj delta; Coronatenschichten
3207	bj delta; Coronatenschichten
3135	bj delta; Blagdeni-Schichten
3134	bj delta; Blagdeni-Schichten
3133	bj delta; Blagdeni-Schichten
3132	bj delta; Blagdeni-Schichten
3131	bj delta; Blagdeni-Schichten
3130	bj delta; Blagdeni-Schichten
3307	bj delta; Blagdeni-Schichten
3306	bj delta; Blagdeni-Schichten
3305	bj delta; Blagdeni-Schichten
3304	bj delta; Blagdeni-Schichten
3129	bj delta; Subfurcatus-Oolith
3206	bj delta; Subfurcatus-Oolith
3303	bj delta; Subfurcatus-Oolith
3302	bj delta; Subfurcatus-Oolith
3301	bj delta; Subfurcatus-Oolith
3128	bj delta; Hamitenton
3127	bj delta; Hamitenton
3126	bj delta; Hamitenton
3205	bj delta; Hamitenton
3204	bj delta; Hamitenton

ID	Geologische Formation
3203	bj delta; Hamitenton
3202	bj delta; Hamitenton
3201	bj delta; Hamitenton
3200	bj delta; Hamitenton
3199	bj delta; Hamitenton
3198	bj delta; Hamitenton
3300	bj delta; Hamitenton
3299	bj delta; Hamitenton
3298	bj delta; Hamitenton
3297	bj delta; Hamitenton
3296	bj delta; Hamitenton
3295	bj delta; Hamitenton
3294	bj delta; Hamitenton
3293	bj delta; Hamitenton
3292	bj delta; Parkinsoni-Oolith
3291	bj epsilon; Obere Braunjuratone
3290	bj epsilon; Obere Braunjuratone
3289	bj epsilon; Obere Braunjuratone
3288	bj epsilon; Obere Braunjuratone
3197	bj zeta; Macrocephalus-Oolith
3196	bj zeta; Macrocephalus-Oolith
3287	bj zeta; Macrocephalus-Oolith
3195	bj zeta; Ornatenton
3194	bj zeta; Ornatenton
3193	bj zeta; Ornatenton
3192	bj zeta; Ornatenton
3191	bj zeta; Ornatenton
3190	bj zeta; Ornatenton
3189	bj zeta; Ornatenton
3188	bj zeta; Ornatenton
3187	bj zeta; Ornatenton
3186	bj zeta; Ornatenton
3286	bj zeta; Ornatenton
3285	bj zeta; Ornatenton
3284	bj zeta; Ornatenton
3283	bj zeta; Ornatenton
3282	bj zeta; Ornatenton
3281	bj zeta; Ornatenton
3280	bj zeta; Ornatenton
3279	bj zeta; Ornatenton
3278	bj zeta; Ornatenton
3277	bj zeta; Ornatenton
3276	bj zeta; Ornatenton
3275	wj alpha; Grenzglaukonit
3274	wj alpha; Grenzglaukonit
3273	wj alpha; Grenzglaukonit

Weiterhin fanden folgende zusätzliche Bohrproben Berücksichtigung:

Tab. 3.2.4.: Probenliste 3 (zusätzliche Bohrproben 1)

Stuttgart, Tunnel „Waldau“ SF1; Bohrung B3:			
Probe	**Entnahme**	**Geologie, Gesteinsart**	**Kartiereinheit**
P1	Tunnelortsbrust, Station 282,6	oberste Stubensandsteinschichten; mürbe Sst.	km4
P2	6,9 m	Lias alpha2, Angulatenschichten; Sandstein	he2
P3	11,0 m	Lias alpha2, Angulatenschichten; Tonstein	he2
P4	18,7 m	Lias alpha2, Angulatenschichten; Sandstein, rostig	he2
P5	16,6 m	Lias alpha1, Psilonotenschichten; Tonstein	he1
P6	18,4 m	Lias alpha1, Psilonotenschichten; Kalkstein	he1
P7	30,6 m	Knollenmergel	km5
P8	25,8 m	Rät; Tonstein	ko
P9	25,0 m	Psilonotenschichten; Kalkstein (Psilonotenbank)	he1
P10	36,5 m	Knollenmergel	km5
P11	30,0 m	Knollenmergel	km5
P12	39,1 m	Knollenmergel	km5
P13	42,9 m	Knollenmergel	km5
P14	48,0 m	Knollenmergel	km5
P15	52,0 m	Knollenmergel	km5
P16	57,6 m	Knollenmergel	km5
P17	61,3 m	Stubensandsteinschichten; ton. Sandstein	km4
P18	65,0 m	Stubensandsteinschichten; Tonstein	km4
P19	65,5 m	Stubensandsteinschichten; Sandstein	km4

Tab. 3.2.5.: Probenliste 4 (zusätzliche Bohrproben 2)

		Kernbohrung B 231:		
Probe	**Entnahmetiefe (m)**	**Geologie, Gesteinsart**	**Kartiereinheit**	**Synonym Probe**
P 1	5,5	Lehrbergschichten	km3l	DP1
		Kernbohrung B 12:		
Probe	**Entnahmetiefe (m)**	**Geologie, Gesteinsart**	**Kartiereinheit**	**Synonym Probe**
P5	65,9	Untere Bunte Mergel	km3u	EP5
P6	67,3	Untere Bunte Mergel	km3u	EP6
P7	69,8	Untere Bunte Mergel	km3u	EP7
P8	80,7	Untere Bunte Mergel	km3u	EP8
P9	82,9	Untere Bunte Mergel	km3u	EP9
P10	85,6	Untere Bunte Mergel	km3u	EP10
P12	88,5	Schilfsandstein	km2	EP12
P13	95,6	Schilfsandstein	km2	EP13
P14	97,3	Schilfsandstein	km2	EP14

Tabellen und Abbildungen zu Kapitel 7:

Meßwerte

Tab. 7.A1.: Meßwerte Hauptelemente - Gesamtgehalte [mg/kg]

n.g. = nicht gemessen

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4	C ges.	C org.
NG	Untere Nachweisgrenze	1	1	4	2	2	9	1	2		
1	so, Röttone	11636	70	5156	31813	132	6277	2396	272	1953	n.g.
2	so, Röttone	10446	64	3586	24459	101	6637	2289	272	1197	n.g.
3	so, Röttone	12512	< 1,0	2174	25106	117	6818	2478	296	720	n.g.
4	so, Röttone	10980	< 1,0	2449	26506	134	5012	2369	< 2,0	1387	n.g.
5	so, Röttone	9720	< 1,0	5568	19245	150	4831	2168	178	1880	n.g.
6	so, Röttone	14189	< 1,0	8191	26507	151	6583	2761	25	3250	1188
7	so, Röttone	11256	< 1,0	5945	24061	128	6583	2312	25	2347	n.g.
8	so, Röttone	12700	< 1,0	25710	28669	941	6583	2341	152	8393	2812
9	so, Röttone	15496	< 1,0	3960	31544	666	9076	2603	76	1265	n.g.
10	so, Röttone	13692	< 1,0	8203	24081	579	6762	2489	25	2700	n.g.
11	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	11891	81	247552	13150	233	4792	28170	14577	76533	3890
12	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	9187	< 1,0	262723	12189	196	2630	6474	2329	81020	3090
13	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	11572	124	251352	12780	202	4046	22610	6938	79683	2870
14	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	9867	88	267123	10408	211	3508	27231	12523	88905	2960
15	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	7757	75	241459	12117	183	2971	6343	14202	79000	3150
16	mo2, Tonhorizonte	19657	184	55666	27094	284	6184	30169	29205	30700	2860
17	mo2, Tonhorizonte	22026	142	53978	28393	284	8487	31211	31284	31300	3110
18	mo2, Tonhorizonte	23988	262	35374	28435	274	10248	24736	26925	22300	6090
19	mo2, Tonhorizonte	16552	371	102918	22485	271	6717	27531	25949	41800	3060
20	mo2, Tonhorizonte	23387	245	67171	28022	306	9721	32769	17162	32900	3760
21	mo2, Tonhorizonte	23682	375	60548	28572	300	11668	32338	27532	31400	3590
22	mo2, Tonhorizonte	23358	270	53722	27934	300	11609	32385	29286	31100	3570
23	mo2, Tonhorizonte	18951	393	81398	26542	264	5899	21303	37784	32600	4450
24	mo2, Tonhorizonte	26264	319	29509	29648	293	11974	26520	28001	20000	6920
25	mo2, Tonhorizonte	24338	369	52288	27974	322	8857	28969	29064	30400	4200
26	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	14379	294	138160	18532	388	5899	49394	18021	66900	4860
27	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	14168	332	119513	20007	342	6641	41447	21183	60300	5560
28	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	11296	326	154975	17504	373	3870	51133	16391	69400	4860
29	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	10784	326	197578	15677	349	5555	37864	15156	79700	4800
30	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	9516	332	182764	15366	372	4995	49421	12018	85800	3780
31	ku Basis, Vitriolschiefer	19249	227	11737	15244	135	9827	10598	10019	10400	7828
32	ku Basis, Vitriolschiefer	19284	326	14216	14572	150	10380	10856	8406	8600	n.g.
33	ku Basis, Vitriolschiefer	16434	221	6705	12342	115	8717	8417	5299	6800	n.g.
34	ku Basis, Vitriolschiefer	19993	215	9029	14279	132	10011	9745	6334	8600	n.g.
35	ku Basis, Vitriolschiefer	19975	215	2508	19690	87	10380	7129	4769	4600	n.g.
36	ku Basis, Vitriolschiefer	20259	172	4005	26243	159	7976	8663	47230	7800	n.g.
37	ku Basis, Vitriolschiefer	19848	163	7272	14646	137	11640	10465	4480	6700	n.g.
38	ku Basis, Vitriolschiefer	19226	227	8357	14422	133	10268	9931	5780	7600	n.g.
39	ku Basis, Vitriolschiefer	17586	277	7985	13544	130	10623	9685	5564	7100	n.g.
40	ku Basis, Vitriolschiefer	20358	307	13187	14798	175	9200	11449	4022	9700	7607
41	ku, Estherienschichten	19033	233	5884	10182	52	12573	5693	539	3150	n.g.
42	ku, Estherienschichten	17009	197	5128	9740	62	10446	5164	726	3280	4743
43	ku, Estherienschichten	17901	215	5744	11071	49	12396	6016	351	2500	n.g.
44	ku, Estherienschichten	18524	123	7792	10742	57	10802	5985	328	3400	4675
45	ku, Estherienschichten	25298	324	6202	13345	78	15523	7091	328	3200	n.g.
46	km1, Grundgipsschichten	1835	134	227241	1386	28	1245	< 1,0	496474	4200	n.g.
47	km1, Grundgipsschichten	1322	202	224604	863	10	< 9,0	1906	501008	920	n.g.
48	km1, Grundgipsschichten	1040	288	222537	765	14	2503	1784	528212	1400	n.g.
49	km1, Grundgipsschichten	1399	361	220194	1021	22	2503	1986	491940	2200	n.g.
50	km1, Grundgipsschichten	2604	312	158022	2334	102	< 9,0	16743	344836	15500	n.g.
51	km1, Grundgipsschichten	2995	< 1,0	204433	2803	112	< 9,0	19720	406297	16500	n.g.
52	km1, Grundgipsschichten	4756	< 1,0	182726	3976	127	< 9,0	32906	329975	29100	n.g.
53	km1, Grundgipsschichten	1985	166	208075	1384	5	< 9,0	2934	491688	1100	n.g.
54	km1, Grundgipsschichten	1823	< 1,0	218624	1328	8	< 9,0	3022	509320	1700	n.g.
55	km1, Grundgipsschichten	1497	< 1,0	228862	1386	54	< 9,0	8498	514358	8000	n.g.
56	km1, Bochinger Horizont	23764	130	106582	16269	1320	6436	90865	1173	69650	2550
57	km1, Bochinger Horizont	26040	364	66007	17497	836	9561	65447	1321	45200	3530
58	km1, Bochinger Horizont	27295	328	64227	19404	868	11834	66855	3873	43600	3680
59	km1, Bochinger Horizont	8859	139	99602	14335	429	1381	21571	186126	47200	1670
60	km1, Bochinger Horizont	23299	290	71048	16482	850	9439	68630	3724	54000	3640
61	km1, Bochinger Horizont	22596	299	70087	16841	895	9439	67380	1544	49100	2560
62	km1, Dunkelrote Mergel	33817	308	89838	29781	511	13146	61547	627	41100	1500
63	km1, Dunkelrote Mergel	38100	388	43261	34206	535	13556	70941	727	29200	2070
64	km1, Dunkelrote Mergel	45841	361	34294	36022	435	18029	66173	330	22100	1960
65	km1, Dunkelrote Mergel	42450	388	51519	33557	572	16206	77058	1321	32500	1910
66	km1, Dunkelrote Mergel	39697	379	42862	32684	543	16003	69226	744	27400	1480
67	km1, Mittlerer Gipshorizont	5678	103	188938	3838	13	1274	6027	351671	1800	n.g.
68	km1, Mittlerer Gipshorizont	5417	< 1,0	167196	3408	22	1908	5705	391681	3300	n.g.
69	km1, Mittlerer Gipshorizont	15523	192	104751	12025	78	3806	19704	224567	3800	n.g.
70	km1, Mittlerer Gipshorizont	6052	< 1,0	152386	4429	27	2066	6763	368748	1700	n.g.
71	km1, Mittlerer Gipshorizont	19895	136	127717	14549	195	8395	32585	245792	11500	n.g.
72	km1, Estherienschichten	42329	172	10411	20065	158	14612	30353	437	6500	n.g.
73	km1, Estherienschichten	22325	272	76806	16626	872	11617	76913	865	51100	2010
74	km1, Estherienschichten	36027	236	75429	22363	496	15604	54579	1823	31900	2360
75	km1, Estherienschichten	20116	254	72524	20003	742	10010	72240	916	47700	2170
76	km1, Estherienschichten	19796	181	60809	20782	653	10211	63269	437	39800	950
77	km1, Estherienschichten	18130	181	54797	18775	622	9607	57037	437	38300	6270

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4	C ges.	C org.
78	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	20535	63	1943	32598	88	8395	9795	286	1600	n.g.
79	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	24249	72	1654	36570	105	9808	9750	311	1100	n.g.
80	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	17002	< 1,0	1719	30018	99	8351	6908	235	1500	n.g.
81	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	20510	< 1,0	1408	34068	102	8351	7163	474	1100	n.g.
82	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	21659	216	1564	37840	111	11798	7900	207	1500	n.g.
EP14	Schilfsandstein	21518	762	6768	23811	1758	32085	1966	6926	10200	2140
EP13	Schilfsandstein	15602	574	1688	23449	495	20765	972	1299	4060	n.g.
EP12	Schilfsandstein	7580	1333	2411	16426	406	8066	408	< 2,0	4390	n.g.
83	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	34873	278	3130	47663	120	20557	11117	280	1500	2020
84	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	28011	305	89379	26656	412	13609	19912	1204	30800	1340
85	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	33581	386	72958	27596	420	17201	19606	1253	25500	2540
86	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	35759	305	3170	39267	117	21734	12911	207	1400	1710
87	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	34613	386	39923	28089	616	11596	48126	499	24400	1680
88	km3u, Rote Wand	41146	431	5498	36800	141	20164	18491	304	2700	n.g.
89	km3u, Rote Wand	49988	407	29396	37936	173	22898	24571	426	12000	3473
90	km3u, Rote Wand	46182	370	6668	37383	160	25456	19503	353	4000	n.g.
91	km3u, Rote Wand	47264	425	5309	39974	140	25260	20416	294	1600	n.g.
92	km3u, Rote Wand	35581	307	9070	30574	120	18721	15878	98	3900	n.g.
93	km3u, Rote Wand	48232	389	19432	38113	153	25064	23536	294	7600	2381
EP10	km3u, Untere Bunte Mergel	21876	577	24466	19116	2674	25275	2405	3309	34000	7830
EP9	km3u, Untere Bunte Mergel	23089	615	18440	28911	2428	27169	1387	15584	22070	2120
EP8	km3u, Untere Bunte Mergel	23533	520	27209	30134	2610	27800	1374	23810	31800	1250
EP7	km3u, Untere Bunte Mergel	33518	539	7466	32748	1383	21476	4459	433	10150	n.g.
EP6	km3u, Untere Bunte Mergel	28420	539	17090	27687	2460	20841	3967	6061	23450	1060
EP5	km3u, Untere Bunte Mergel	25073	615	11623	33702	2655	15112	3656	5628	23470	1220
DP1	km3l, Lehrbergschichten	26226	776	5418	44399	1340	12887	2508	1732	8820	970
94	km3o, Obere Bunte Mergel	41646	316	22875	19228	263	14490	35533	196	15000	n.g.
95	km3o, Obere Bunte Mergel	48814	307	14232	22248	219	18120	36786	196	10400	n.g.
96	km3o, Obere Bunte Mergel	26559	343	30026	22002	313	11844	31105	881	19700	2310
97	km3o, Obere Bunte Mergel	30991	226	7608	15982	147	12865	18136	245	4000	2730
98	km3o, Obere Bunte Mergel	20804	256	86813	15570	916	9954	79457	7246	55300	1310
99	km3o, Obere Bunte Mergel	23560	346	16926	12239	153	9333	17868	759	9800	1260
100	km3o, Obere Bunte Mergel	37550	391	34514	24133	393	13449	42019	1983	22100	3140
101	km3o, Obere Bunte Mergel	32339	184	8460	17095	133	12219	22765	171	5300	n.g.
102	km3o, Obere Bunte Mergel	22310	741	85619	11925	707	6632	65174	2765	55600	n.g.
103	km3o, Obere Bunte Mergel	34421	319	8712	18287	143	12014	21910	377	4900	n.g.
P19	km4, Stubensst, Sandstein	17994	627	830	3757	13	1195	4574	764	500	n.g.
P18	km4, Stubensst, Tonstein	20792	673	2318	28131	33	5939	5156	228	800	n.g.
P17	km4, Stubensst, ton. Sandstein	24599	828	23785	12180	344	5295	18140	979	14500	n.g.
P1	km4, ob. Stubensandst.	7101	191	362	1843	9	1081	1318	577	700	n.g.
P16	km5, Knollenmergel	22390	911	7261	28373	91	7222	10718	40	7100	5830
P15	km5, Knollenmergel	26810	856	56857	22427	423	4005	21028	174	25800	1030
P14	km5, Knollenmergel	18946	883	77370	21005	849	3143	28288	830	39900	1100
P13	km5, Knollenmergel	21544	572	121975	21612	1015	3359	27588	316	50000	1160
P12	km5, Knollenmergel	18696	618	38738	19198	456	4221	18004	316	20200	3920
P10	km5, Knollenmergel	19363	627	47930	20024	264	5510	10805	370	20600	1310
P7	km5, Knollenmergel	10185	463	69533	21222	1201	3447	34782	2939	41000	1130
P11	km5, Knollenmergel	11105	499	82459	15582	1256	4866	39981	2858	48900	3650
P8	ko, Rhät-Tonstein	9688	209	5616	10294	67	1728	3075	29364	6800	n.g.
P9	sj alpha1, Psilonotenkalk	2616	169	312047	15931	2303	< 9,0	3052	36342	101400	8240
P6	sj alpha1, Psilonotenkalk	3364	< 1,0	138974	7321	1177	< 9,0	1765	6320	44000	1590
P5	sj alpha1, Psilonotentone	13842	372	21204	32561	320	5799	7802	15110	19900	5420
104	sj alpha1, Psilonotentone	21917	121	3961	7310	70	4120	3423	325	6100	8036
105	sj alpha1, Psilonotentone	26353	130	3367	10555	94	5169	3709	325	5900	8450
106	sj alpha1, Psilonotentone	18613	130	3723	7318	55	3700	3218	300	3500	n.g.
107	sj alpha1, Psilonotentone	19624	103	3691	7306	36	956	3270	351	3700	n.g.
108	sj alpha1, Psilonotentone	21392	77	3843	8327	49	1795	3488	454	3600	n.g.
P4	sj alpha2, Angulatensandstein	5556	< 1,0	49058	112672	1405	1081	998	211378	29100	5380
P3	sj alpha2, Angulatentonstein	8967	109	66337	21364	434	1728	3620	10534	17700	2950
P2	sj alpha2, Angulatensandstein	6582	< 1,0	171001	9465	714	1728	1095	1195	53300	2940
109	sj beta, unt. Schwarzjuratone	21623	250	4159	34360	436	5564	4384	325	3400	n.g.
110	sj beta, unt. Schwarzjuratone	24469	232	4248	33598	414	5564	4549	557	3100	n.g.
111	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	10365	486	228836	14949	952	3056	10981	7940	76500	4030
112	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	7484	340	327960	11268	908	1373	6435	7205	98260	3080
113	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	16107	558	191760	19325	790	5564	10325	21877	67500	7850
114	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	10669	604	226011	17981	1015	5282	9822	27808	76700	7120
115	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	11951	531	215285	17275	902	4521	9555	21509	71500	5440
116	sj delta, ob. Schwarzjuratone	22093	386	65218	26886	899	5487	5233	827	29200	5600
117	sj delta, ob. Schwarzjuratone	27570	722	49972	46494	1638	5897	6418	1430	21600	5390
118	sj delta, ob. Schwarzjuratone	30630	758	51913	48793	1693	6512	5889	2008	23800	5170
119	sj epsilon1, Seegrasschiefer	14071	277	142537	30202	326	4253	3933	96942	145600	103480
120	sj epsilon1, Seegrasschiefer	14500	377	111932	24456	337	5897	4275	68963	100600	73260
121	sj epsilon1, Seegrasschiefer	19477	359	105865	25625	320	6307	5701	n.g.	109400	81400
122	sj epsilon1, Seegrasschiefer	26182	368	107531	27472	327	8755	6387	68966	115400	78450
123	sj epsilon1, Seegrasschiefer	16856	309	161337	26834	443	6553	4386	77398	145300	99700
124	sj epsilon1, Seegrasschiefer	12826	281	153415	24216	359	3293	3983	73052	143400	106930
125	sj epsilon1, Seegrasschiefer	15771	300	131247	37288	317	6148	3703	119038	142700	114100
126	sj epsilon1, Seegrasschiefer	15075	290	148430	25200	323	6553	3894	75639	155400	101430
127	sj epsilon1, Seegrasschiefer	15676	218	135152	27014	332	5945	3762	87666	155300	115870
128	sj epsilon1, Seegrasschiefer	15264	281	141157	49068	316	6351	3869	156075	121200	86520

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4	C ges.	C org.
129	sj epsilon2, Tonmergel	15676	290	140665	20509	328	6756	4948	55206	121100	76090
130	sj epsilon2, Tonmergel	15684	261	135046	24676	334	3858	5137	72225	124030	86790
131	sj epsilon2, Tonmergel	19673	242	124928	23154	330	5983	5602	62786	109510	74900
132	sj epsilon2, Tonmergel	15864	288	135387	20960	340	4922	5227	56138	112600	82960
133	sj epsilon2, Tonmergel	15768	233	136182	20155	324	5983	5041	53568	113400	75080
134	sj epsilon2, Tonmergel	15696	224	131044	20585	338	7674	5085	54425	106500	78300
135	sj epsilon2, Tonmergel	24042	462	116008	26403	314	9356	6229	77430	119600	82600
136	sj epsilon2, Tonmergel	16666	279	120716	34380	334	6195	5254	104850	106900	72700
137	sj epsilon2, Tonmergel	11643	187	137335	23820	60	5543	4462	71718	111500	74000
138	sj epsilon2, Tonmergel	12499	242	145867	21607	64	6146	4818	62682	109700	82500
139	sj epsilon2, Stinkkalke	7535	297	275281	21439	175	3121	7468	50738	100700	41920
140	sj epsilon2, Stinkkalke	4170	306	309531	15006	183	2514	5668	39567	125900	32860
141	sj epsilon2, Stinkkalke	2064	151	263357	11792	199	2311	3474	62446	109900	18250
142	sj epsilon2, Stinkkalke	2230	114	392974	12377	253	1091	4423	30496	111900	25110
143	sj epsilon2, Stinkkalke	6954	306	218663	20812	119	2919	7590	49769	117300	66700
144	sj epsilon3, Wilde Schiefer	11465	278	125858	28009	61	5342	3667	77466	125300	85510
145	sj epsilon3, Wilde Schiefer	12318	198	123777	27372	326	5301	3664	74505	128000	85890
146	sj epsilon3, Wilde Schiefer	11362	261	129035	28051	345	4085	4012	81826	122900	84760
147	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10255	139	132171	32978	340	5273	3879	101367	127000	93560
148	sj epsilon3, Wilde Schiefer	11166	126	127193	28927	357	4896	3812	86321	128300	85910
149	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10809	171	145922	29475	396	3475	3613	93703	142700	104460
150	sj epsilon3, Wilde Schiefer	12975	306	124804	42252	329	3678	3947	121108	114500	83980
151	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10130	324	136522	34994	357	3475	3745	112009	121700	90880
152	sj epsilon3, Wilde Schiefer	12986	180	131511	28051	361	3882	4347	86805	124500	88380
153	sj epsilon3, Wilde Schiefer	15428	246	133286	27011	350	5273	4623	79236	123200	90640
154	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	17344	345	117639	27523	656	3888	3384	35592	114180	74040
155	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	16885	282	115346	26926	592	4680	3514	46731	124300	106780
156	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	19594	264	92574	29210	468	6259	3857	8750	87800	78420
157	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	17114	201	70698	35104	379	6062	3153	9233	110100	100040
158	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	18916	139	114038	27608	498	5865	3527	41497	124900	108710
159	bj alpha, Opalinuston	28405	416	19945	39241	425	8223	7240	12639	26200	20320
160	bj alpha, Opalinuston	29549	362	17454	33644	313	7635	7024	20197	23400	18380
161	bj alpha, Opalinuston	29547	423	17232	33239	357	7486	7077	11198	23800	20080
162	bj alpha, Opalinuston	29064	379	13426	27672	303	7486	6965	10920	22200	19220
163	bj alpha, Opalinuston	29018	423	17846	29235	298	8070	7119	13549	24700	20610
164	bj alpha, Opalinuston	29305	468	15754	29256	293	7486	7210	14282	24000	21120
165	bj alpha, Opalinuston	29041	325	11307	22977	219	6315	6781	11603	24200	19790
166	bj alpha, Opalinuston	27051	370	15084	26132	255	7681	6937	12690	21300	17740
167	bj alpha, Opalinuston	22391	432	35964	67645	775	6119	8962	14889	38100	18390
168	bj alpha, Opalinuston	25925	379	16407	34110	360	7876	6909	12867	24900	21030
169	bj alpha, Opalinuston	28549	560	28790	116137	922	6157	13941	11612	47400	10960
170	bj alpha, Opalinuston	33021	569	25178	65987	600	7356	9044	17425	37200	19130
171	bj alpha, Opalinuston	27856	436	14772	27778	271	7755	7117	13907	25600	23110
172	bj alpha, Opalinuston	27339	445	19973	31277	344	8750	6997	15386	27100	21110
173	bj alpha, Opalinuston	27586	445	18248	30765	377	7755	7228	12785	27100	20360
3124	bj beta; Zopfplatten	7829	367	44314	32398	504	2068	4867	17730	29440	12710
3125	bj beta; Zopfplatten	7396	268	31777	25613	263	2007	3138	36780	20400	n.g.
3179	bj beta; Zopfplatten	24054	512	34514	132802	1202	3297	15502	16170	45620	10160
3258	bj beta; Zopfplatten	6348	460	39874	34631	475	1862	4916	20070	27910	14800
3257	bj beta; Zopfplatten	4094	298	48353	15140	336	1302	2713	20940	24510	n.g.
3172	bj beta; Tolutariazone	11820	328	8709	23256	585	2954	5487	12930	13890	12000
3171	bj beta; Tolutariazone	9322	286	15302	43792	785	2657	5817	15450	22180	9840
3253	bj beta; Tolutariazone	10912	403	99479	137206	1959	1576	15038	7830	60090	6140
3252	bj beta; Tolutariazone	6686	226	41432	18691	293	1470	3419	13410	22470	15450
3165	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1566	37	1682	3021	28	775	403	7230	6960	n.g.
3164	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1089	19	445	5321	191	239	117	990	2370	n.g.
3163	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1824	45	6811	70821	1029	369	313	3900	3130	n.g.
3162	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	4988	60	2297	19047	172	2067	1729	3540	7550	n.g.
3161	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	2636	54	10604	108596	1154	928	826	7500	12220	n.g.
3160	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	2558	152	114255	32610	1351	1320	2254	40800	42400	6680
3243	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	6639	104	5594	13277	75	2732	1540	27150	18470	15750
3242	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	3262	74	3259	10955	62	1004	780	16680	5520	n.g.
3241	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1608	96	5647	33181	479	347	2431	7740	9000	n.g.
3240	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	10321	313	21721	146657	1694	2823	12548	10380	42890	5960
3348	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	8047	214	4712	25155	94	2309	1240	47280	15950	13110
3347	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	20227	279	3211	27986	103	3976	2186	42870	21320	16860
3156	bj beta; Personatensandstein	2826	65	6039	20564	138	1556	1997	23670	16390	n.g.
3155	bj beta; Personatensandstein	3297	54	3770	14236	46	1673	660	22290	15630	n.g.
3154	bj beta; Personatensandstein	2868	77	5764	24694	141	1387	1944	22050	14350	10970
3238	bj beta; Personatensandstein	2369	99	24788	33786	668	1015	2605	24150	16720	4580
3237	bj beta; Personatensandstein	3602	102	7727	27153	171	1665	1609	34890	13830	n.g.
3341	bj beta; Personatensandstein	8309	251	5904	38779	177	2247	3272	34680	15960	1550
3148	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	1250	42	16291	13878	265	898	944	18000	13110	n.g.
3147	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3021	61	4300	22849	88	1846	1197	14400	49620	20390
3146	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3081	238	17845	176114	1999	1741	13426	36900	21660	n.g.
3145	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	2127	106	22693	50294	787	1247	4035	15000	25460	n.g.
3144	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	909	52	16844	12276	284	711	1352	11100	11060	n.g.
3143	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	2437	278	124928	146438	3466	878	12829	15000	72400	2980
3232	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3467	103	5576	19593	120	1787	1422	29400	14740	n.g.
3231	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	4613	109	4668	31952	1521	1887	2241	33600	25220	n.g.
3230	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	5432	199	223619	111755	2204	344	2961	1800	74230	1660
3229	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	5363	295	74762	35195	1206	1642	3207	9000	34670	n.g.
3228	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	1382	426	183572	32848	3501	600	4091	10800	66100	3160
3227	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	1892	192	67725	39071	1122	1056	3682	12600	30960	n.g.
3332	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	17591	415	167909	197786	3545	540	4780	7200	66420	4490
3331	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	22422	725	149686	81456	2785	880	5985	4500	63830	2750
3330	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	2815	319	88615	67186	3036	999	6228	8700	46260	3180

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4	C ges.	C org.
3142	bj gamma; Wedelsandstein	4629	149	27979	14583	289	2746	2570	20700	20900	n.g.
3141	bj gamma; Wedelsandstein	4469	197	36993	24238	380	2673	3945	12900	23600	n.g.
3140	bj gamma; Wedelsandstein	4279	188	34620	23996	332	2760	4052	12900	20800	n.g.
3139	bj gamma; Wedelsandstein	5087	262	41793	51084	615	2370	4800	9000	28800	7250
3138	bj gamma; Wedelsandstein	4141	171	50579	11615	187	2252	2817	17100	21500	n.g.
3226	bj gamma; Wedelsandstein	5221	296	26395	18881	366	2747	3181	15600	20300	n.g.
3225	bj gamma; Wedelsandstein	9457	327	27203	22452	519	3845	4138	23100	22900	n.g.
3224	bj gamma; Wedelsandstein	8505	378	38181	20026	378	3920	4245	15900	22800	n.g.
3223	bj gamma; Wedelsandstein	11350	380	17611	11809	166	4590	3950	15600	12900	n.g.
3222	bj gamma; Wedelsandstein	8416	439	38116	40442	588	3726	5354	12900	27600	8610
3221	bj gamma; Wedelsandstein	7013	449	46305	31343	363	3231	4967	8400	27000	n.g.
3220	bj gamma; Wedelsandstein	4548	326	70121	10778	315	2388	2553	10500	26400	n.g.
3219	bj gamma; Wedelsandstein	5653	322	28926	7962	176	2965	2376	10800	15200	n.g.
3218	bj gamma; Wedelsandstein	2210	212	100807	17576	867	1267	8309	10800	41200	2720
3217	bj gamma; Wedelsandstein	4226	515	13083	27633	142	2659	4621	15000	16600	n.g.
3216	bj gamma; Wedelsandstein	3110	373	58785	9532	215	1932	2431	13500	23500	n.g.
3329	bj gamma; Wedelsandstein	3555	218	76050	28412	1108	1398	2771	15600	33000	10000
3328	bj gamma; Wedelsandstein	13266	441	26322	15463	396	3705	2705	15900	21400	n.g.
3327	bj gamma; Wedelsandstein	10102	468	30729	22049	437	3560	3464	17400	22400	n.g.
3326	bj gamma; Wedelsandstein	10727	503	56845	22448	469	3631	3891	19200	31200	n.g.
3325	bj gamma; Wedelsandstein	9716	498	76952	18614	469	3406	3560	21900	34400	7540
3324	bj gamma; Wedelsandstein	9461	566	46620	46275	668	4067	4779	15600	28700	5770
3323	bj gamma; Wedelsandstein	5373	425	67999	18762	444	3150	3254	17700	32100	8000
3322	bj gamma; Wedelsandstein	6207	477	48871	15589	361	3318	3197	11400	26400	n.g.
3321	bj gamma; Wedelsandstein	6850	470	37960	15635	269	3577	3308	9300	22500	n.g.
3320	bj gamma; Wedelsandstein	6520	405	43456	15704	218	3679	3427	13200	23900	n.g.
3319	bj gamma; Wedelsandstein	2920	297	104042	16781	321	2159	2272	26100	34800	4560
3318	bj gamma; Wedelsandstein	5785	412	62239	14771	255	3432	2905	16200	28500	11800
3317	bj gamma; Wedelsandstein	6923	462	38188	14179	187	4086	3160	18000	18900	n.g.
3137	bj delta; Dorsetensienbank	7554	156	23930	17501	128	3317	4075	21000	16600	n.g.
3315	bj delta; Dorsetensienbank	7291	429	15773	14299	85	3989	2925	18600	14300	n.g.
3314	bj delta; Dorsetensienbank	5444	387	30719	26493	184	2900	3607	18600	21500	n.g.
3313	bj delta; Dorsetensienbank	3172	215	96430	11080	412	1602	2242	7800	35300	n.g.
3312	bj delta; Dorsetensienbank	2980	682	173908	18676	294	2050	3454	21300	57100	4690
3311	bj delta; Dorsetensienbank	2666	567	173108	24633	348	1802	4043	20100	60900	5890
3310	bj delta; Dorsetensienbank	4804	528	82853	36516	303	2456	5185	20100	38100	6760
3309	bj delta; Dorsetensienbank	4616	464	177515	48203	944	1924	5292	21300	62600	4220
3136	bj delta; Humphriesi-Oolith	1943	138	99636	18188	789	1068	7070	8400	38700	8170
3215	bj delta; Humphriesi-Oolith	3111	321	61216	40913	285	1698	3115	38400	26200	n.g.
3214	bj delta; Humphriesi-Oolith	4671	568	71873	18693	264	2344	4001	20400	27700	n.g.
3213	bj delta; Humphriesi-Oolith	5971	624	67016	24024	251	2685	4792	23400	28100	6970
3308	bj delta; Humphriesi-Oolith	9673	663	68671	156619	449	2438	10578	19800	44900	6940
3212	bj delta; Coronatenschichten	8292	765	115909	49449	366	2631	6789	23100	41700	6750
3211	bj delta; Coronatenschichten	5806	711	113067	32730	278	2765	5581	41100	43400	8850
3210	bj delta; Coronatenschichten	6418	719	62005	27882	204	2923	6357	34500	28200	n.g.
3209	bj delta; Coronatenschichten	8764	717	69162	27808	229	3552	6908	27900	30900	n.g.
3208	bj delta; Coronatenschichten	8247	329	228395	109607	941	1745	6022	12000	73600	3500
3207	bj delta; Coronatenschichten	2860	258	227938	21751	538	1629	4374	19200	82900	2460
3135	bj delta; Blagdeni-Schichten	10136	216	22264	15833	126	3290	4207	18900	17500	n.g.
3134	bj delta; Blagdeni-Schichten	8688	199	47111	17960	236	2784	3819	19350	28750	n.g.
3133	bj delta; Blagdeni-Schichten	12850	356	62448	23682	259	3834	5783	20580	30800	n.g.
3132	bj delta; Blagdeni-Schichten	12281	388	84064	38898	312	3531	6413	28320	40000	7580
3131	bj delta; Blagdeni-Schichten	13087	377	77591	30040	267	4181	7828	34950	34400	n.g.
3130	bj delta; Blagdeni-Schichten	10886	354	62940	26137	206	3850	6914	37770	34200	10000
3307	bj delta; Blagdeni-Schichten	6839	694	73697	26105	253	3309	5576	31920	36750	8700
3306	bj delta; Blagdeni-Schichten	6121	692	83637	28871	257	3179	6367	27960	39800	9850
3305	bj delta; Blagdeni-Schichten	5977	620	88438	34332	247	3193	6384	47610	43700	10580
3304	bj delta; Blagdeni-Schichten	6705	682	65750	25986	211	3462	5979	31470	31700	n.g.
3129	bj delta; Subfurcatus-Oolith	13424	249	96596	164724	684	2264	10268	23520	54200	6420
3206	bj delta; Subfurcatus-Oolith	11905	672	38948	108429	458	3082	9558	35520	34000	8720
3303	bj delta; Subfurcatus-Oolith	6084	698	74794	38832	216	2834	5381	55260	38800	11360
3302	bj delta; Subfurcatus-Oolith	7176	584	70489	114048	611	2609	12491	30480	50700	8170
3301	bj delta; Subfurcatus-Oolith	8552	598	42277	105425	542	2893	11331	40710	44800	7890
3128	bj delta; Hamitenton	8347	380	86556	32820	336	2901	5260	47340	39780	7700
3127	bj delta; Hamitenton	12034	325	63660	26639	276	3562	5587	33210	30760	n.g.
3126	bj delta; Hamitenton	11599	288	92263	24541	291	3544	4810	32280	39450	7320
3205	bj delta; Hamitenton	11524	760	51157	30699	263	3718	5750	37770	25950	n.g.
3204	bj delta; Hamitenton	10766	731	87612	30447	348	3527	5528	38970	41820	9600
3203	bj delta; Hamitenton	10672	753	67023	30509	294	3482	5454	40440	33280	n.g.
3202	bj delta; Hamitenton	10869	749	69106	24375	256	3559	5320	29490	33530	n.g.
3201	bj delta; Hamitenton	9988	788	81141	27748	261	3260	5329	41700	43220	12340
3200	bj delta; Hamitenton	12401	785	54600	26989	262	3558	5292	31770	33170	n.g.
3199	bj delta; Hamitenton	7652	634	74436	96203	435	2593	4023	183900	84390	11120
3198	bj delta; Hamitenton	10851	803	61074	32636	362	3264	5568	40350	28670	n.g.
3300	bj delta; Hamitenton	7430	721	62404	22210	310	3058	4695	26580	32500	n.g.
3299	bj delta; Hamitenton	7942	779	67803	30174	284	3379	5123	35670	34100	n.g.
3298	bj delta; Hamitenton	7223	659	68786	31533	260	2998	4653	50970	34100	n.g.
3297	bj delta; Hamitenton	7618	711	80385	24229	277	3014	4759	28890	37180	n.g.
3296	bj delta; Hamitenton	6164	687	100117	27601	334	2862	4620	45360	44600	9870
3295	bj delta; Hamitenton	8205	755	76280	31805	258	3161	4903	45750	37860	9780
3294	bj delta; Hamitenton	8757	708	61225	27096	232	3185	4716	40590	35300	n.g.
3293	bj delta; Hamitenton	7773	708	67818	38449	248	2873	4579	62700	40700	n.g.
3292	bj delta; Parkinsoni-Oolith	6408	426	218464	78200	4048	1521	4868	19260	74490	5240
3291	bj epsilon; Obere Braunjuratone	12571	714	25331	28697	120	2826	4943	28260	19270	11260
3290	bj epsilon; Obere Braunjuratone	13621	766	25748	29742	133	2954	5163	27240	19330	11780
3289	bj epsilon; Obere Braunjuratone	18460	865	131962	85284	2461	2260	5557	46680	44700	6360
3288	bj epsilon; Obere Braunjuratone	13396	600	89393	64607	590	3634	6842	47040	47590	11730
3197	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	17451	623	115074	192991	1917	2351	7403	16980	45690	5900
3196	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	17446	789	25712	30606	113	3301	5479	27480	21550	1280
3287	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	16828	460	160004	122935	737	2650	5606	6900	58830	n.g.

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4	C ges.	C org.
3195	bj zeta; Ornatenton	18049	779	26574	31475	123	3353	5549	24330	19320	n.g.
3194	bj zeta; Ornatenton	11356	754	121596	43450	525	3546	6561	30450	46560	3890
3193	bj zeta; Ornatenton	25419	899	101055	105721	736	4306	8957	15060	41130	6480
3192	bj zeta; Ornatenton	7938	701	146980	21015	577	3232	5128	20760	49830	6760
3191	bj zeta; Ornatenton	10358	799	80385	25844	234	4021	6369	25500	33720	n.g.
3190	bj zeta; Ornatenton	9380	776	97141	21506	263	3613	6335	16830	36690	n.g.
3189	bj zeta; Ornatenton	15160	894	51925	23561	201	4939	10573	16320	25240	n.g.
3188	bj zeta; Ornatenton	22953	1309	73495	26319	235	6146	12400	12810	23740	n.g.
3187	bj zeta; Ornatenton	19097	1200	99774	25918	184	6747	7060	12810	29400	n.g.
3186	bj zeta; Ornatenton	10896	732	95107	22555	187	4293	5400	11580	36090	n.g.
3286	bj zeta; Ornatenton	12838	810	119235	40775	614	4240	6486	34830	47350	11760
3285	bj zeta; Ornatenton	10577	700	112382	22710	376	4340	5297	25620	43780	9190
3284	bj zeta; Ornatenton	10034	637	109479	19837	309	4091	6175	14760	43620	8250
3283	bj zeta; Ornatenton	8338	660	78180	116582	252	3779	5623	237030	34410	n.g.
3282	bj zeta; Ornatenton	21621	931	61545	28627	240	6262	11754	11730	23580	n.g.
3281	bj zeta; Ornatenton	16671	811	43210	25877	214	5108	11944	13830	22730	n.g.
3280	bj zeta; Ornatenton	18331	791	49972	30503	266	5403	14854	11580	24650	n.g.
3279	bj zeta; Ornatenton	14426	751	65675	25526	221	4479	12017	12600	29700	n.g.
3278	bj zeta; Ornatenton	12904	713	89634	20472	170	4678	6337	12480	36340	n.g.
3277	bj zeta; Ornatenton	13682	660	87138	21331	149	4566	5827	14970	38000	11000
3276	bj zeta; Ornatenton	12689	694	92764	21936	160	4508	5640	16680	40550	12470
3275	wj alpha; Grenzglaukonit	12286	646	96526	20088	148	4643	5098	12120	40900	12770
3274	wj alpha; Grenzglaukonit	22884	1486	139885	27244	144	9374	5941	10770	39370	n.g.
3273	wj alpha; Grenzglaukonit	6747	789	221127	13261	188	3317	5339	15930	72380	6230
174	wj alpha, unt. Weißjuramergel	17979	409	226507	14282	151	8153	6659	9369	73000	4630
175	wj alpha, unt. Weißjuramergel	18961	489	231784	13885	149	7755	7244	10236	67400	4680
176	wj alpha, unt. Weißjuramergel	14990	445	201456	14929	139	6357	6600	16456	65000	4430
177	wj alpha, unt. Weißjuramergel	16949	428	215049	15341	144	5779	6938	11944	68000	5720
178	wj alpha, unt. Weißjuramergel	18359	472	236048	14184	152	7820	7252	10822	74000	4340
179	wj alpha, unt. Weißjuramergel	19406	507	216062	14449	141	7820	6960	9987	69200	4890
180	wj alpha, unt. Weißjuramergel	15505	525	230026	14281	148	5574	6721	10701	69800	4550
181	ob. wj gamma, Mergel	10042	410	320554	8685	292	5164	6155	2471	88800	3020
182	ob. wj gamma, Mergel	8709	295	290035	8528	313	3931	5858	2471	93800	2860
183	ob. wj gamma, Mergel	4844	236	330394	4967	344	4139	5467	2395	101300	2230
184	ob. wj gamma, Mergel	7326	315	280714	5935	259	6272	8052	6140	88900	2970
185	ob. wj gamma, Mergel	6498	378	272823	6940	311	2457	8467	6115	91300	3110
186	ob. wj gamma, Mergel	5228	189	322405	6267	293	2457	5743	2726	95300	1960
187	ob. wj gamma, Mergel	3586	198	368496	4553	307	2031	5843	2714	105800	1410
188	ob. wj gamma, Mergel	3796	279	314672	4474	264	2457	5541	2714	89900	1510
189	ob. wj gamma, Mergel	8120	342	291215	7457	327	6482	7976	4430	90900	2920
190	ob. wj gamma, Mergel	9532	351	301896	8936	365	4369	6501	2911	85100	2810
191	ob. wj gamma, Mergel	10607	450	293175	7802	374	5850	5623	3418	93600	2980
192	ob. wj gamma, Mergel	8026	225	318635	6477	388	4369	4793	4037	92600	2240

Tab. 7.A2.: Meßwerte Spurenelemente - Gesamtgehalte [mg/kg]

n.g. = nicht gemessen

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba	As	Hg	Se
NG	Untere Nachweisgrenze (ppm)	1,0	0,001	0,011	0,002	0,003	0,004	0,001	0,001	0,01	1,5	0,0008	0,0007	0,0005
1	so, Röttone	15	23	5	1,26	4	12	31	23	< 0,01	< 1,5	11	< 0,0007	< 0,0005
2	so, Röttone	16	22	4	0,96	3	11	25	25	1	< 1,5	8	1	0,24
3	so, Röttone	11	24	10	0,94	4	13	24	23	1	81	11	2,38	< 0,0005
4	so, Röttone	15	24	8	1,28	5	13	25	27	1	< 1,5	14	1,81	< 0,0005
5	so, Röttone	9	19	6	0,80	3	10	18	19	2	< 1,5	7	2,29	< 0,0005
6	so, Röttone	11	23	9	1,03	4	13	25	24	0,44	< 1,5	13	1,43	0,26
7	so, Röttone	14	21	8	0,94	3	13	24	22	0,08	< 1,5	7	0,81	< 0,0005
8	so, Röttone	19	21	9	1,15	5	20	24	20	1	36	16	< 0,0007	< 0,0005
9	so, Röttone	18	24	6	1,25	4	19	27	23	4	11	22	0,94	< 0,0005
10	so, Röttone	16	24	6	0,79	4	16	23	19	0,37	3	11	1,35	< 0,0005
11	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	16	22	6	0,50	6	29	21	16	15	< 1,5	3	0,10	0,37
12	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	18	21	11	0,54	7	25	18	18	18	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
13	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	18	23	5	0,84	9	42	21	17	20	< 1,5	4	0,40	0,25
14	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	12	17	6	0,40	6	32	20	14	14	< 1,5	8	0,43	0,29
15	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	12	20	12	0,43	7	30	15	12	18	< 1,5	5	0,12	0,17
16	mo2, Tonhorizonte	28	37	8	0,96	20	79	43	23	45	< 1,5	3	0,20	0,32
17	mo2, Tonhorizonte	29	45	9	1,21	27	111	62	32	52	38	4	< 0,0007	< 0,0005
18	mo2, Tonhorizonte	29	42	6	0,87	14	61	49	25	34	< 1,5	3	0,18	0,07
19	mo2, Tonhorizonte	27	29	6	0,75	18	60	39	24	38	< 1,5	4	0,02	0,10
20	mo2, Tonhorizonte	30	38	7	1,07	22	70	48	24	53	< 1,5	4	< 0,0007	< 0,0005
21	mo2, Tonhorizonte	29	37	0,13	0,76	18	68	44	22	38	< 1,5	4	0,30	0,08
22	mo2, Tonhorizonte	26	35	9	0,92	19	69	37	20	46	< 1,5	5	< 0,0007	< 0,0005
23	mo2, Tonhorizonte	19	27	12	0,88	12	46	28	18	54	< 1,5	5	< 0,0007	< 0,0005
24	mo2, Tonhorizonte	25	39	9	0,79	14	57	42	22	33	< 1,5	3	< 0,0007	< 0,0005
25	mo2, Tonhorizonte	31	41	3	0,98	15	64	53	26	33	< 1,5	3	< 0,0007	0,05
26	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	22	23	2	0,65	9	41	32	22	14	< 1,5	4	0,19	0,07
27	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	19	24	12	0,49	10	43	31	22	22	< 1,5	5	0,07	0,09
28	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	17	19	7	0,51	7	30	23	17	22	< 1,5	3	< 0,0007	< 0,0005
29	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	11	17	4	0,37	5	29	21	15	22	< 1,5	4	< 0,0007	0,12
30	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	12	16	2	0,43	5	24	18	15	16	< 1,5	3	0,05	0,12
31	ku Basis, Vitriolschiefer	22	34	7	0,46	13	67	51	26	42	24	5	0,20	< 0,0005
32	ku Basis, Vitriolschiefer	27	31	10	0,65	12	63	45	22	31	21	5	< 0,0007	< 0,0005
33	ku Basis, Vitriolschiefer	20	28	7	0,38	12	59	38	18	46	14	3	< 0,0007	< 0,0005
34	ku Basis, Vitriolschiefer	23	33	2	0,35	15	66	47	23	26	21	5	< 0,0007	< 0,0005
35	ku Basis, Vitriolschiefer	26	31	13	0,44	10	59	46	24	58	23	9	< 0,0007	0,13
36	ku Basis, Vitriolschiefer	28	36	25	0,75	22	119	63	34	49	27	17	0,20	0,50
37	ku Basis, Vitriolschiefer	22	32	9	0,35	15	72	46	24	38	20	4	< 0,0007	< 0,0005
38	ku Basis, Vitriolschiefer	23	32	2	0,31	12	65	46	22	45	18	3	< 0,0007	< 0,0005
39	ku Basis, Vitriolschiefer	22	31	3	0,55	14	68	47	22	37	21	n.g.	n.g.	n.g.
40	ku Basis, Vitriolschiefer	31	42	6	0,77	21	102	82	38	40	34	n.g.	n.g.	n.g.
41	ku, Estherienschichten	42	30	3	0,47	7	49	55	24	29	98	n.g.	n.g.	n.g.
42	ku, Estherienschichten	39	28	2	0,27	8	48	50	21	19	96	0,18	< 0,0007	< 0,0005
43	ku, Estherienschichten	41	30	5	0,55	7	60	54	25	71	99	n.g.	n.g.	n.g.
44	ku, Estherienschichten	42	30	7	0,41	8	55	52	24	88	99	0,52	< 0,0007	< 0,0005
45	ku, Estherienschichten	53	33	< 0,011	0,49	11	56	70	30	14	107	1,32	< 0,0007	0,32
46	km1, Grundgipsschichten	6	7	27	2,36	8	10	9	15	21	12	n.g.	n.g.	n.g.
47	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,14	< 0,011	0,21	1	0,21	0,43	0,09	< 0,01	< 1,5	0,47	< 0,0007	< 0,0005
48	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,41	4	0,20	< 0,003	2	2	2	1	< 1,5	1,06	< 0,0007	< 0,0005
49	km1, Grundgipsschichten	< 1	< 0,001	9	0,27	1	2	1	1	< 0,01	< 1,5	1,74	< 0,0007	< 0,0005
50	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,97	14	1,35	3	5	6	9	8	< 1,5	1,84	< 0,0007	< 0,0005
51	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,48	14	1,33	5	4	4	7	8	< 1,5	5	< 0,0007	< 0,0005
52	km1, Grundgipsschichten	< 1	< 0,001	< 0,011	< 0,002	0,06	< 0,004	< 0,001	< 0,001	< 0,01	< 1,5	1,74	< 0,0007	< 0,0005
53	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,30	3	1,04	3	5	3	5	7	< 1,5	2,13	< 0,0007	< 0,0005
54	km1, Grundgipsschichten	< 1	0,29	11	0,87	2	0,36	3	4	7	< 1,5	2,12	< 0,0007	0,05
55	km1, Grundgipsschichten	< 1	< 0,001	4	< 0,002	0,46	< 0,004	< 0,001	0,19	2	< 1,5	0,78	< 0,0007	< 0,0005
56	km1, Bochinger Horizont	10	33	1	0,45	8	20	26	31	1	71	1,72	0,01	< 0,0005
57	km1, Bochinger Horizont	23	41	37	0,54	15	33	35	33	18	59	12	< 0,0007	< 0,0005
58	km1, Bochinger Horizont	46	40	5	0,43	7	26	40	36	162	51	1,68	0,24	< 0,0005
59	km1, Bochinger Horizont	4	0,22	1	0,11	1	< 0,004	0,42	< 0,001	1	< 1,5	32	< 0,0007	< 0,0005
60	km1, Bochinger Horizont	34	36	33	0,30	14	36	39	36	21	65	15	< 0,0007	< 0,0005
61	km1, Bochinger Horizont	2	0,18	< 0,011	0,03	< 0,003	< 0,004	5	< 0,001	0,35	3	9	< 0,0007	0,06
62	km1, Dunkelrote Mergel	60	51	5	0,93	13	47	49	35	2	133	3	< 0,0007	0,06
63	km1, Dunkelrote Mergel	60	59	3	0,83	15	50	54	38	2	132	4	0,39	< 0,0005
64	km1, Dunkelrote Mergel	67	53	0,36	0,83	14	48	61	40	1	130	4	0,11	< 0,0005
65	km1, Dunkelrote Mergel	65	57	< 0,011	1,09	14	46	51	36	1	86	4	0,07	< 0,0005
66	km1, Dunkelrote Mergel	61	48	4	0,98	13	41	49	35	1	116	3	< 0,0007	0,05
67	km1, Mittlerer Gipshorizont	8	10	3	< 0,002	< 0,003	6	7	4	3	30	3	< 0,0007	0,11
68	km1, Mittlerer Gipshorizont	4	14	5	0,34	2	8	9	5	5	36	1,17	< 0,0007	< 0,0005
69	km1, Mittlerer Gipshorizont	1	31	< 0,011	< 0,002	1	17	21	15	5	76	0,59	< 0,0007	< 0,0005
70	km1, Mittlerer Gipshorizont	< 1	13	5	0,51	2	7	9	7	5	41	1,18	< 0,0007	0,29
71	km1, Mittlerer Gipshorizont	3	27	1	0,22	5	17	20	17	44	65	n.g.	n.g.	n.g.
72	km1, Estherienschichten	63	61	14	0,51	16	45	47	64	215	215	0,55	0,08	< 0,0005
73	km1, Estherienschichten	35	43	< 0,011	0,34	7	21	24	24	0,34	80	1,48	< 0,0007	< 0,0005
74	km1, Estherienschichten	50	49	1	1,05	9	28	38	25	3	92	2,14	< 0,0007	< 0,0005
75	km1, Estherienschichten	30	43	4	0,55	7	20	22	20	1	64	3	< 0,0007	0,07
76	km1, Estherienschichten	28	39	2	0,46	7	18	21	19	1	89	5	0,17	0,22
77	km1, Estherienschichten	23	36	2	0,38	6	16	19	16	1	111	4	< 0,0007	0,05

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba	As	Hg	Se
78	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	17	42	< 0,011	0,85	8	27	29	24	< 0,01	118	2	< 0,0007	< 0,0005
79	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	23	45	2	0,94	9	32	34	31	< 0,01	153	2	< 0,0007	0,08
80	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	18	34	1	0,83	8	24	28	26	< 0,01	137	3	< 0,0007	0,10
81	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	20	40	4	0,87	9	27	33	29	0,19	139	4	0,26	0,40
82	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	26	43	3	1,06	10	30	38	31	< 0,01	191	3	0,10	0,34
EP14	Schilfsandstein	< 1	56	13	0,53	12	42	37	16	0,3	45	6	< 0,0007	< 0,0005
EP13	Schilfsandstein	< 1	55	4	0,64	12	43	26	25	4	30	3	0,16	0,11
EP12	Schilfsandstein	< 1	30	5	0,40	6	18	20	24	0,44	36	< 0,0008	< 0,0007	0,50
83	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	65	41	6	1,28	9	38	45	29	< 0,01	219	9	0,12	0,15
84	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	29	46	11	0,65	11	30	37	27	4	103	7	< 0,0007	< 0,0005
85	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	32	51	10	0,49	11	35	42	28	5	194	7	< 0,0007	< 0,0005
86	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	86	36	11	1,22	8	38	44	30	0,3	251	12	0,27	0,24
87	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	32	54	7	0,60	13	37	39	28	4	171	4	0,05	< 0,0005
88	km3u, Rote Wand	57	43	9	0,97	11	33	48	18	1	187	14	0,16	< 0,0005
89	km3u, Rote Wand	68	53	13	1,04	17	43	62	31	3	210	< 0,0008	< 0,0007	< 0,0005
90	km3u, Rote Wand	62	48	6	1,02	11	34	52	21	4	194	10	< 0,0007	< 0,0005
91	km3u, Rote Wand	64	46	8	1,00	11	35	51	23	< 0,01	180	16	0,26	0,26
92	km3u, Rote Wand	46	37	11	0,87	11	31	42	17	< 0,01	167	11	0,28	< 0,0005
93	km3u, Rote Wand	58	49	11	1,04	14	39	56	24	< 0,01	203	8	0,07	< 0,0005
EP10	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	45	10	0,48	13	27	27	36	82	733	9	0,38	0,83
EP9	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	53	22	0,77	12	37	39	27	3	215	9	0,06	0,80
EP8	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	53	19	0,49	12	35	39	26	2	241	0,95	< 0,0007	0,68
EP7	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	103	34	0,67	16	39	40	43	2	108	< 0,0008	0,15	< 0,0005
EP6	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	81	21	0,76	13	35	45	24	3	112	6	< 0,0007	< 0,0005
EP5	km3u, Untere Bunte Mergel	< 1	78	29	0,98	13	39	37	27	3	218	11	0,27	0,46
DP1	km3l, Lehrbergschichten	< 1	89	14	1,35	13	43	36	35	5	227	0,14	0,29	1,04
94	km3o, Obere Bunte Mergel	66	58	17	0,47	14	42	45	41	60	201	0,42	< 0,0007	< 0,0005
95	km3o, Obere Bunte Mergel	67	60	14	0,61	14	45	47	43	74	206	0,55	< 0,0007	< 0,0005
96	km3o, Obere Bunte Mergel	38	34	11	0,67	8	28	26	22	7	154	1,67	0,04	0,24
97	km3o, Obere Bunte Mergel	36	36	7	0,42	10	32	31	21	20	180	< 0,0008	< 0,0007	< 0,0005
98	km3o, Obere Bunte Mergel	7	39	4	< 0,002	1	18	15	20	< 0,01	68	2,63	< 0,0007	< 0,0005
99	km3o, Obere Bunte Mergel	31	26	9	0,24	7	22	22	53	39	161	0,42	< 0,0007	< 0,0005
100	km3o, Obere Bunte Mergel	55	51	15	0,63	12	39	36	23	4	178	1,42	0,02	0,15
101	km3o, Obere Bunte Mergel	41	42	6	0,54	10	36	33	17	3	178	1,48	0,85	0,48
102	km3o, Obere Bunte Mergel	33	36	8	0,45	10	28	32	50	83	1324	0,95	< 0,0007	0,15
103	km3o, Obere Bunte Mergel	44	41	7	0,47	10	28	32	29	39	195	0,50	< 0,0007	0,10
P19	km4, Stubensst, Sandstein	4	22	4	< 0,002	9	25	6	13	15	191	< 0,0008	< 0,0007	< 0,0005
P18	km4, Stubensst, Tonstein	21	19	11	0,87	5	26	40	18	< 0,01	26	1,07	< 0,0007	0,19
P17	km4, Stubensst, ton. Sandstein	25	20	8	0,28	8	23	25	31	3	128	0,99	< 0,0007	0,38
P1	km4, ob. Stubensandst.	3	10	18	0,07	3	7	9	54	60	580	6	< 0,0007	< 0,0005
P16	km5, Knollenmergel	29	24	16	0,74	8	36	34	23	< 0,01	81	< 0,0008	< 0,0007	0,37
P15	km5, Knollenmergel	34	23	15	0,51	10	35	32	19	0,01	60	0,74	< 0,0007	< 0,0005
P14	km5, Knollenmergel	37	21	15	0,64	9	28	25	28	1	583	0,60	< 0,0007	0,09
P13	km5, Knollenmergel	30	20	10	0,65	10	24	26	19	1	312	0,64	< 0,0007	0,07
P12	km5, Knollenmergel	30	15	12	0,56	7	34	25	98	0,15	119	0,44	< 0,0007	0,17
P10	km5, Knollenmergel	36	16	17	0,68	6	31	27	25	0,35	66	< 0,0008	< 0,0007	0,09
P7	km5, Knollenmergel	39	11	10	0,63	4	17	20	21	22	3226	0,04	< 0,0007	< 0,0005
P11	km5, Knollenmergel	41	11	11	0,46	10	21	17	26	10	96	7	< 0,0007	0,27
P8	ko, Rhät-Tonstein	14	7	31	0,11	26	23	18	18	22	11	23	< 0,0007	0,19
P9	sj alpha1, Psilonotenkalk	2	89	685	1,00	15	27	7	17	24	19	n.g.	n.g.	n.g.
P6	sj alpha1, Psilonotenkalk	2	40	13	0,49	5	6	6	5	4	17	1,49	< 0,0007	0,16
P5	sj alpha1, Psilonotentone	12	42	18	0,91	17	53	31	32	25	25	< 0,0008	< 0,0007	0,18
104	sj alpha1, Psilonotentone	13	16	22	0,15	18	31	31	21	15	48	16	< 0,0007	0,31
105	sj alpha1, Psilonotentone	16	21	23	0,39	16	31	35	24	17	57	14	< 0,0007	1,55
106	sj alpha1, Psilonotentone	14	13	19	0,07	24	30	26	18	21	41	20	0,1168	0,25
107	sj alpha1, Psilonotentone	12	13	17	0,16	20	30	28	19	21	43	21	< 0,0007	0,1
108	sj alpha1, Psilonotentone	15	14	19	0,15	21	32	30	21	24	44	28	< 0,0007	0,2
P4	sj alpha2, Angulatensandstein	< 1	19	66	3,13	17	33	9	17	3	27	n.g.	< 0,0007	1,02
P3	sj alpha2, Angulatentonstein	5	23	8	0,60	9	18	23	31	17	23	6	< 0,0007	< 0,0005
P2	sj alpha2, Angulatensandstein	< 1	13	5	0,21	2	5	14	35	3	38	5	< 0,0007	0,03
109	sj beta, unt. Schwarzjuratone	15	65	12	1,00	19	46	40	45	27	154	12	< 0,0007	0,08
110	sj beta, unt. Schwarzjuratone	16	66	14	1,09	19	46	41	45	25	154	11	< 0,0007	0,32
111	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	1	68	3	0,20	9	60	12	10	15	41	4	< 0,0007	0,09
112	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	< 1	86	< 0,011	0,12	4	42	16	6	3	34	4	< 0,0007	0,04
113	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	25	243	15	0,91	27	82	22	19	24	72	9	< 0,0007	0,56
114	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	< 1	191	< 0,011	0,83	17	58	12	11	11	69	13	< 0,0007	0,32
115	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	15	125	8	0,22	17	53	12	11	15	53	7	< 0,0007	0,2
116	sj delta, ob. Schwarzjuratone	16	94	13	0,90	19	95	41	39	23	86	9	< 0,0007	0,15
117	sj delta, ob. Schwarzjuratone	14	105	8	1,29	21	136	44	48	33	125	8	< 0,0007	< 0,0005
118	sj delta, ob. Schwarzjuratone	15	113	15	1,45	21	139	49	51	26	192	8	< 0,0007	0,18
119	sj epsilon1, Seegrasschiefer	2	167	7	2,23	13	114	26	101	47	69	18	< 0,0007	1,13
120	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 1	102	13	0,90	6	78	29	52	43	61	13	< 0,0007	1,4
121	sj epsilon1, Seegrasschiefer	2	81	3	0,97	12	74	38	71	43	59	11	< 0,0007	1,38
122	sj epsilon1, Seegrasschiefer	11	98	14	0,76	9	75	43	98	43	72	10	< 0,0007	1,82
123	sj epsilon1, Seegrasschiefer	8	139	15	1,84	9	104	27	101	43	67	11	< 0,0007	0,7
124	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 1	195	2	2,24	11	105	26	85	45	67	11	< 0,0007	1,87
125	sj epsilon1, Seegrasschiefer	6	165	10	2,56	10	124	30	122	49	74	18	0,3668	2,96
126	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,35	148	< 0,011	1,77	11	107	26	100	46	76	12	< 0,0007	< 0,0005
127	sj epsilon1, Seegrasschiefer	3	184	4	2,60	11	128	30	129	51	78	14	< 0,0007	< 0,0005
128	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 1	112	3	2,35	8	78	24	87	37	68	49	0,0568	0,42

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba	As	Hg	Se
129	sj epsilon2, Tonmergel	0,41	107	< 0,011	1,83	6	68	30	69	42	78	12	< 0,0007	4
130	sj epsilon2, Tonmergel	32	100	13	2,35	10	80	38	78	47	76	9	< 0,0007	< 0,0005
131	sj epsilon2, Tonmergel	1	99	6	1,83	9	79	38	92	46	71	18	0,5968	1,99
132	sj epsilon2, Tonmergel	< 1	143	1	2,31	9	79	30	78	57	71	12	0,0068	2,13
133	sj epsilon2, Tonmergel	< 1	180	< 0,011	3,29	7	69	31	72	39	75	9	< 0,0007	1,69
134	sj epsilon2, Tonmergel	26	87	16	1,77	10	72	35	69	44	67	9	< 0,0007	1,63
135	sj epsilon2, Tonmergel	36	103	14	1,93	12	95	48	120	50	74	14	0,1568	1,83
136	sj epsilon2, Tonmergel	21	135	14	2,59	15	91	32	97	50	68	23	0,1668	1,51
137	sj epsilon2, Tonmergel	14	98	13	1,81	9	73	26	55	44	63	13	< 0,0007	1,74
138	sj epsilon2, Tonmergel	24	118	18	2,50	9	78	29	61	47	66	12	< 0,0007	1,74
139	sj epsilon2, Stinkkalke	12	53	7	1,53	9	37	14	37	37	69	7	< 0,0007	0,85
140	sj epsilon2, Stinkkalke	7	36	3	1,19	6	33	8	30	28	65	4	< 0,0007	0,68
141	sj epsilon2, Stinkkalke	1	14	< 0,011	0,76	3	14	4	19	13	102	8	0,0268	0,77
142	sj epsilon2, Stinkkalke	< 1	16	< 0,011	0,84	3	12	4	22	12	47	5	< 0,0007	0,55
143	sj epsilon2, Stinkkalke	15	47	8	1,36	11	50	17	42	50	93	3	< 0,0007	0,75
144	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10	74	24	1,66	14	103	26	79	56	83	13	< 0,0007	2,29
145	sj epsilon3, Wilde Schiefer	12	260	43	5,51	16	108	29	84	59	87	15	< 0,0007	2,85
146	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10	251	43	5,20	14	105	31	82	60	86	16	< 0,0007	2,41
147	sj epsilon3, Wilde Schiefer	20	110	58	3,39	16	98	28	81	63	83	15	< 0,0007	1,35
148	sj epsilon3, Wilde Schiefer	14	72	39	1,60	17	101	28	87	58	81	14	< 0,0007	2,07
149	sj epsilon3, Wilde Schiefer	10	116	67	2,34	15	127	24	98	60	87	19	0,3768	1,75
150	sj epsilon3, Wilde Schiefer	8	347	28	7,13	14	98	32	98	54	76	42	0,0668	1,6
151	sj epsilon3, Wilde Schiefer	1	66	49	1,84	12	92	24	79	54	77	20	< 0,0007	1,65
152	sj epsilon3, Wilde Schiefer	11	91	37	2,23	14	96	31	91	59	82	17	< 0,0007	2,28
153	sj epsilon3, Wilde Schiefer	6	67	34	1,43	15	96	32	101	56	77	14	< 0,0007	0,89
154	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	4	431	34	5,85	21	140	37	123	53	143	n.g.	n.g.	n.g.
155	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	3	260	18	5,15	18	133	33	122	55	109	20	1,2668	2,34
156	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	4	187	21	2,62	15	84	38	96	49	91	16	0,6168	0,71
157	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	16	215	23	4,55	13	110	39	109	59	128	15	1,6568	2,98
158	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	7	213	20	5,80	16	122	38	129	56	86	15	0,7368	1,4
159	bj alpha, Opalinuston	24	117	15	1,32	15	36	49	62	22	59	11	0,3068	0,05
160	bj alpha, Opalinuston	25	71	25	1,42	17	40	53	62	29	63	20	0,5368	0,13
161	bj alpha, Opalinuston	20	175	23	1,02	15	37	50	58	26	59	12	0,2268	0,27
162	bj alpha, Opalinuston	32	76	30	1,03	14	38	52	54	26	57	11	0,1868	< 0,0005
163	bj alpha, Opalinuston	26	78	18	0,67	18	42	49	53	23	57	11	0,0468	0,1
164	bj alpha, Opalinuston	26	85	26	1,02	20	44	53	57	26	62	12	< 0,0007	0,02
165	bj alpha, Opalinuston	16	63	10	0,68	17	42	51	52	30	58	10	0,5468	0,15
166	bj alpha, Opalinuston	24	75	17	0,79	16	44	51	52	27	58	13	0,3868	0,29
167	bj alpha, Opalinuston	35	53	21	1,99	13	34	40	59	19	62	12	0,3868	< 0,0005
168	bj alpha, Opalinuston	26	80	26	0,80	16	36	46	53	24	53	15	0,2068	0,25
169	bj alpha, Opalinuston	31	118	15	2,91	14	30	41	90	12	62	12	0,3968	0,46
170	bj alpha, Opalinuston	37	856	20	2,00	15	36	52	83	21	67	18	0,5768	0,16
171	bj alpha, Opalinuston	26	79	21	0,82	19	44	49	51	26	54	11	0,1368	0,01
172	bj alpha, Opalinuston	37	105	13	1,16	17	38	49	53	26	63	14	0,1268	0,31
173	bj alpha, Opalinuston	35	89	20	0,70	16	37	47	54	23	56	11	< 0,0007	0,4
3124	bj beta; Zopfplatten	4	39	17	< 0,002	12	24	21	19	15	55	13,3	< 0,0007	0,37
3125	bj beta; Zopfplatten	4	75	22	< 0,002	13	29	21	20	15	460	33,8	0,0926	0,26
3179	bj beta; Zopfplatten	15	42	33	< 0,002	26	43	59	108	11	29	n.g.	0,1673	< 0,0005
3258	bj beta; Zopfplatten	10	76	12	< 0,002	13	24	17	17	17	63	10,9	< 0,0007	0,05
3257	bj beta; Zopfplatten	9	41	17	< 0,002	11	23	14	12	16	383	19,1	< 0,0007	0,12
3172	bj beta; Tolutariazone	17	44	34	< 0,002	27	53	25	25	24	23	29,6	< 0,0007	0,16
3171	bj beta; Tolutariazone	17	57	22	< 0,002	18	39	22	27	20	20	26,6	< 0,0007	0,11
3253	bj beta; Tolutariazone	12	46	23	< 0,002	14	28	46	86	4	17	n.g.	< 0,0007	0,20
3252	bj beta; Tolutariazone	15	38	13	< 0,002	10	21	20	21	12	16	9,1	< 0,0007	0,33
3165	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	4	14	3	< 0,002	6	9	6	5	8	8	3,3	< 0,0007	0,10
3164	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	4	14	2	< 0,002	5	11	4	3	4	3	3,5	< 0,0007	0,12
3163	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	5	59	8	< 0,002	7	16	13	59	0,47	6	n.g.	n.g.	n.g.
3162	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	7	26	10	< 0,002	12	28	21	22	15	12	59,9	< 0,0007	0,08
3161	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	5	31	3	< 0,002	11	26	23	72	2	10	15,6	< 0,0007	< 0,0005
3160	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	10	20	10	< 0,002	23	53	22	18	10	11	n.g.	n.g.	n.g.
3243	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	12	13	16	< 0,002	16	42	21	15	16	19	21,2	< 0,0007	0,16
3242	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	12	13	11	< 0,002	6	14	14	16	3	9	n.g.	n.g.	n.g.
3241	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	5	87	12	< 0,002	6	12	21	47	1	5	n.g.	n.g.	n.g.
3240	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	8	32	16	< 0,002	12	30	24	44	14	21	n.g.	n.g.	n.g.
3348	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	7	27	36	< 0,002	17	33	19	16	15	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
3347	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	10	23	20	< 0,002	40	72	42	43	17	2	46,0	0,1568	0,08
3156	bj beta; Personatensandstein	4	27	8	< 0,002	15	55	20	17	13	13	13,5	< 0,0007	0,16
3155	bj beta; Personatensandstein	6	10	9	< 0,002	18	72	19	18	11	14	17,5	< 0,0007	0,35
3154	bj beta; Personatensandstein	6	29	8	< 0,002	13	34	21	25	8	12	29,5	< 0,0007	0,05
3238	bj beta; Personatensandstein	6	31	15	< 0,002	10	21	16	21	7	9	9,1	< 0,0007	0,20
3237	bj beta; Personatensandstein	7	74	12	< 0,002	13	22	20	22	13	13	31,1	< 0,0007	0,0020
3341	bj beta; Personatensandstein	6	47	17	< 0,002	17	31	27	30	8	6	n.g.	n.g.	n.g.
3148	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	4	22	10	< 0,002	9	17	11	10	7	7	< 0,0008	< 0,0007	0,18
3147	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	6	14	17	< 0,002	41	68	11	16	11	14	n.g.	1,0059	< 0,0005
3146	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3	44	15	< 0,002	87	120	41	181	4	19	n.g.	< 0,0007	0,14
3145	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	6	73	7	< 0,002	16	32	34	57	8	9	n.g.	n.g.	n.g.
3144	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	5	24	5	< 0,002	7	18	8	10	6	5	n.g.	n.g.	n.g.
3143	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	6	118	50	< 0,002	74	124	41	137	2	11	n.g.	n.g.	n.g.
3232	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	15	11	15	< 0,002	21	36	15	11	6	19	38,0	< 0,0007	0,35
3231	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 1	33	15	< 0,002	89	79	25	0	9	20	n.g.	n.g.	n.g.
3230	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3	57	17	< 0,002	10	25	39	1	< 0,01	8	n.g.	n.g.	n.g.
3229	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 1	32	6	< 0,002	35	96	67	1	2	23	n.g.	< 0,0007	0,18
3228	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 1	12	8	< 0,002	13	26	21	0	< 0,01	533	60,9	< 0,0007	< 0,0005
3227	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 1	30	6	< 0,002	12	25	15	0	< 0,01	8	41,9	< 0,0007	0,29
3332	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	18	70	19	< 0,002	32	89	107	391	< 0,01	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
3331	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	13	36	12	< 0,002	24	97	179	305	< 0,01	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
3330	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	3	21	36	< 0,002	14	46	31	73	8	41	n.g.	n.g.	n.g.

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba	As	Hg	Se
3142	bj gamma; Wedelsandstein	13	64	18	< 0,002	16	30	15	15	16	14	7,6	0,1356	0,19
3141	bj gamma; Wedelsandstein	14	61	11	< 0,002	12	25	15	18	15	82	9,4	< 0,0007	0,14
3140	bj gamma; Wedelsandstein	18	55	5	< 0,002	14	26	13	15	15	48	n.g.	n.g.	n.g.
3139	bj gamma; Wedelsandstein	5	65	11	< 0,002	9	25	13	23	10	23	6,3	< 0,0007	< 0,0005
3138	bj gamma; Wedelsandstein	4	48	15	< 0,002	9	23	8	7	8	52	n.g.	n.g.	n.g.
3226	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	66	15	< 0,002	13	27	16	18	11	31	12,4	< 0,0007	0,24
3225	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	71	15	< 0,002	16	36	21	20	17	50	14,4	< 0,0007	0,31
3224	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	56	10	< 0,002	12	28	17	15	11	53	n.g.	n.g.	n.g.
3223	bj gamma; Wedelsandstein	0,24	52	13	< 0,002	9	24	19	14	16	48	n.g.	n.g.	n.g.
3222	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	53	4	< 0,002	11	30	16	17	5	172	n.g.	n.g.	n.g.
3221	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	49	5	< 0,002	7	22	13	14	4	23	n.g.	n.g.	n.g.
3220	bj gamma; Wedelsandstein	2	23	5	< 0,002	5	16	9	7	2	335	n.g.	n.g.	n.g.
3219	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	34	9	< 0,002	7	17	10	7	3	185	n.g.	n.g.	n.g.
3218	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	19	10	< 0,002	3	12	7	7	< 0,01	2555	n.g.	n.g.	n.g.
3217	bj gamma; Wedelsandstein	1	53	12	< 0,002	13	34	13	30	12	51	n.g.	n.g.	n.g.
3216	bj gamma; Wedelsandstein	< 1	31	6	< 0,002	7	20	8	7	7	28	n.g.	n.g.	n.g.
3329	bj gamma; Wedelsandstein	6	60	18	< 0,002	24	59	20	35	11	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
3328	bj gamma; Wedelsandstein	10	67	25	< 0,002	14	32	20	17	18	< 1,5	n.g.	n.g.	n.g.
3327	bj gamma; Wedelsandstein	11	67	24	< 0,002	16	36	18	19	16	3	n.g.	n.g.	n.g.
3326	bj gamma; Wedelsandstein	12	69	20	< 0,002	13	32	17	15	15	10	n.g.	n.g.	n.g.
3325	bj gamma; Wedelsandstein	12	78	29	< 0,002	10	30	15	12	10	7	n.g.	n.g.	n.g.
3324	bj gamma; Wedelsandstein	8	275	18	< 0,002	15	29	18	20	16	227	n.g.	n.g.	n.g.
3323	bj gamma; Wedelsandstein	6	52	19	< 0,002	16	31	13	11	9	25	9,7	< 0,0007	0,27
3322	bj gamma; Wedelsandstein	8	51	14	< 0,002	11	26	15	13	11	28	8,6	< 0,0007	0,06
3321	bj gamma; Wedelsandstein	7	57	9	< 0,002	11	25	16	12	11	26	6,2	< 0,0007	0,12
3320	bj gamma; Wedelsandstein	5	47	14	< 0,002	11	27	11	9	9	23	18,6	< 0,0007	0,11
3319	bj gamma; Wedelsandstein	4	22	25	< 0,002	10	23	7	6	7	16	n.g.	n.g.	n.g.
3318	bj gamma; Wedelsandstein	5	36	18	< 0,002	13	25	11	9	8	13	n.g.	n.g.	n.g.
3317	bj gamma; Wedelsandstein	7	46	16	< 0,002	15	31	13	9	12	15	n.g.	n.g.	n.g.
3137	bj delta; Dorsetensienbank	6	47	17	< 0,002	14	35	15	17	11	19	25,2	< 0,0007	0,23
3315	bj delta; Dorsetensienbank	9	204	19	< 0,002	19	41	18	16	15	25	14,5	< 0,0007	0,29
3314	bj delta; Dorsetensienbank	8	44	15	< 0,002	15	37	16	19	12	15	18,8	< 0,0007	< 0,0005
3313	bj delta; Dorsetensienbank	9	27	16	< 0,002	8	19	11	10	10	59	3,4	< 0,0007	0,05
3312	bj delta; Dorsetensienbank	5	41	3	< 0,002	10	22	11	16	5	11	23,7	< 0,0007	0,35
3311	bj delta; Dorsetensienbank	5	255	2	0,48	12	26	11	21	5	216	n.g.	n.g.	n.g.
3310	bj delta; Dorsetensienbank	7	59	< 0,011	< 0,002	15	38	18	30	8	14	31,4	< 0,0007	0,61
3309	bj delta; Dorsetensienbank	6	53	< 0,011	< 0,002	19	49	83	142	5	13	n.g.	n.g.	n.g.
3136	bj delta; Humphriesi-Oolith	< 1	15	18	< 0,002	4	13	8	8	4	859	< 0,0008	< 0,0007	0,13
3215	bj delta; Humphriesi-Oolith	< 1	40	15	< 0,002	15	75	10	15	6	36	n.g.	0,3075	0,25
3214	bj delta; Humphriesi-Oolith	2	42	7	< 0,002	11	30	14	22	6	14	23,4	0,2827	0,47
3213	bj delta; Humphriesi-Oolith	2	36	4	< 0,002	13	38	16	22	3	61	< 0,0008	0,1983	0,25
3308	bj delta; Humphriesi-Oolith	14	144	< 0,011	< 0,002	22	70	403	661	4	12	98,1	< 0,0007	0,52
3212	bj delta; Coronatenschichten	< 1	71	5	< 0,002	18	44	85	138	2	16	50,6	< 0,0007	0,35
3211	bj delta; Coronatenschichten	3	38	15	< 0,002	14	42	22	34	5	14	n.g.	< 0,0007	0,84
3210	bj delta; Coronatenschichten	10	85	22	< 0,002	12	37	15	18	6	16	36,8	< 0,0007	0,38
3209	bj delta; Coronatenschichten	18	81	15	0,16	14	37	24	26	13	20	36,7	< 0,0007	0,28
3208	bj delta; Coronatenschichten	15	66	10	< 0,002	14	33	271	379	1	11	n.g.	< 0,0007	0,23
3207	bj delta; Coronatenschichten	7	18	9	< 0,002	6	18	13	16	4	10	35,8	< 0,0007	0,25
3135	bj delta; Blagdeni-Schichten	8	39	16	< 0,002	12	34	20	20	14	18	18,2	< 0,0007	0,12
3134	bj delta; Blagdeni-Schichten	6	51	13	< 0,002	11	31	20	22	10	29	18,4	< 0,0007	< 0,0005
3133	bj delta; Blagdeni-Schichten	11	42	9	< 0,002	20	38	24	29	14	19	5,7	< 0,0007	0,26
3132	bj delta; Blagdeni-Schichten	11	54	12	< 0,002	19	48	66	113	14	32	n.g.	< 0,0007	0,74
3131	bj delta; Blagdeni-Schichten	15	114	16	< 0,002	13	40	26	31	11	262	n.g.	n.g.	n.g.
3130	bj delta; Blagdeni-Schichten	15	75	16	< 0,002	13	35	25	27	12	21	n.g.	n.g.	n.g.
3307	bj delta; Blagdeni-Schichten	14	40	4	< 0,002	15	37	38	53	7	16	n.g.	n.g.	n.g.
3306	bj delta; Blagdeni-Schichten	13	107	4	< 0,002	11	29	19	24	10	23	35,1	< 0,0007	0,77
3305	bj delta; Blagdeni-Schichten	12	158	19	0,16	14	39	18	22	11	115	n.g.	n.g.	n.g.
3304	bj delta; Blagdeni-Schichten	15	95	5	< 0,002	10	30	17	21	10	17	44,7	< 0,0007	0,32
3129	bj delta; Subfurcatus-Oolith	8	81	16	< 0,002	22	41	314	551	< 0,01	11	26,9	< 0,0007	0,13
3206	bj delta; Subfurcatus-Oolith	17	51	16	< 0,002	41	83	231	349	14	16	76,2	0,2811	0,16
3303	bj delta; Subfurcatus-Oolith	13	36	29	< 0,002	21	58	20	30	15	36	n.g.	< 0,0007	0,73
3302	bj delta; Subfurcatus-Oolith	14	78	3	< 0,002	29	46	161	171	2	14	69,6	< 0,0007	0,41
3301	bj delta; Subfurcatus-Oolith	17	41	13	< 0,002	41	78	151	196	10	15	82,2	< 0,0007	0,18
3128	bj delta; Hamitenton	6	549	17	0,36	12	33	18	20	10	16	31,7	< 0,0007	0,49
3127	bj delta; Hamitenton	9	88	17	< 0,002	17	38	22	24	13	22	24,5	< 0,0007	0,45
3126	bj delta; Hamitenton	7	80	17	< 0,002	11	29	23	23	9	22	12,4	< 0,0007	0,24
3205	bj delta; Hamitenton	20	49	11	< 0,002	16	43	34	34	10	20	41,3	< 0,0007	0,34
3204	bj delta; Hamitenton	16	76	11	< 0,002	13	36	24	25	18	17	n.g.	n.g.	n.g.
3203	bj delta; Hamitenton	20	47	12	< 0,002	16	42	24	27	13	19	n.g.	n.g.	n.g.
3202	bj delta; Hamitenton	20	74	13	< 0,002	14	33	23	24	20	21	16,5	< 0,0007	0,43
3201	bj delta; Hamitenton	22	105	19	< 0,002	13	32	25	25	16	18	n.g.	n.g.	n.g.
3200	bj delta; Hamitenton	27	63	16	< 0,002	15	34	27	28	15	19	n.g.	n.g.	n.g.
3199	bj delta; Hamitenton	18	36	58	< 0,002	17	81	24	243	35	14	n.g.	n.g.	n.g.
3198	bj delta; Hamitenton	16	159	18	< 0,002	25	54	37	33	11	18	n.g.	< 0,0007	0,45
3300	bj delta; Hamitenton	16	78	7	< 0,002	13	28	21	24	11	16	n.g.	n.g.	n.g.
3299	bj delta; Hamitenton	18	72	9	< 0,002	14	33	19	25	9	17	n.g.	n.g.	n.g.
3298	bj delta; Hamitenton	16	54	10	< 0,002	14	37	16	21	11	17	n.g.	n.g.	n.g.
3297	bj delta; Hamitenton	14	73	12	< 0,002	13	30	21	23	11	17	n.g.	n.g.	n.g.
3296	bj delta; Hamitenton	15	54	19	2	10	31	17	18	9	14	n.g.	n.g.	n.g.
3295	bj delta; Hamitenton	15	80	14	< 0,002	14	34	22	23	12	23	n.g.	n.g.	n.g.
3294	bj delta; Hamitenton	20	64	12	< 0,002	12	31	19	19	8	16	n.g.	n.g.	n.g.
3293	bj delta; Hamitenton	18	77	31	< 0,002	15	54	24	21	13	15	n.g.	n.g.	n.g.
3292	bj delta; Parkinsoni-Oolith	13	80	12	< 0,002	155	166	318	196	18	8	440,7	0,3212	0,69
3291	bj epsilon; Obere Braunjuratone	24	35	6	< 0,002	18	59	22	28	19	25	28,0	< 0,0007	0,24
3290	bj epsilon; Obere Braunjuratone	24	40	9	< 0,002	18	57	24	28	35	19	37,5	< 0,0007	0,34
3289	bj epsilon; Obere Braunjuratone	23	44	36	< 0,002	93	201	374	313	41	13	n.g.	0,9877	0,17
3288	bj epsilon; Obere Braunjuratone	14	39	15	< 0,002	31	66	28	39	6	23	n.g.	< 0,0007	0,10
3197	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	25	169	19	< 0,002	68	106	951	690	1	23	n.g.	< 0,0007	0,25
3196	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	18	39	11	< 0,002	16	61	27	32	22	25	33,4	< 0,0007	0,58
3287	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	18	60	12	< 0,002	83	118	334	356	13	11	56,7	0,4955	0,78

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba	As	Hg	Se
3195	bj zeta; Ornatenton	18	39	8	< 0,002	19	66	27	30	20	26	n.g.	n.g.	n.g.
3194	bj zeta; Ornatenton	12	73	18	< 0,002	42	87	66	71	15	19	n.g.	< 0,0007	0,26
3193	bj zeta; Ornatenton	21	64	8	< 0,002	64	110	244	259	16	15	34,4	0,0134	0,28
3192	bj zeta; Ornatenton	11	62	16	0,12	13	35	20	11	10	15	n.g.	n.g.	n.g.
3191	bj zeta; Ornatenton	16	75	14	0,12	15	39	22	12	14	18	n.g.	n.g.	n.g.
3190	bj zeta; Ornatenton	20	59	14	< 0,002	11	31	20	12	12	16	n.g.	n.g.	n.g.
3189	bj zeta; Ornatenton	14	54	13	< 0,002	16	45	24	14	34	21	n.g.	n.g.	n.g.
3188	bj zeta; Ornatenton	17	98	12	0,16	15	42	31	25	26	26	n.g.	n.g.	n.g.
3187	bj zeta; Ornatenton	28	80	9	< 0,002	16	57	33	25	30	23	8,4	0,2746	0,39
3186	bj zeta; Ornatenton	17	99	13	0,16	16	72	22	15	29	47	n.g.	n.g.	n.g.
3286	bj zeta; Ornatenton	13	50	14	< 0,002	32	76	46	68	12	15	75,0	< 0,0007	0,44
3285	bj zeta; Ornatenton	14	103	20	< 0,002	13	40	20	10	13	17	n.g.	n.g.	n.g.
3284	bj zeta; Ornatenton	13	58	13	< 0,002	10	29	21	12	12	16	n.g.	n.g.	n.g.
3283	bj zeta; Ornatenton	9	104	34	< 0,002	19	117	16	13	23	14	88,3	1,6996	1,90
3282	bj zeta; Ornatenton	25	76	22	< 0,002	18	47	37	30	22	28	n.g.	n.g.	n.g.
3281	bj zeta; Ornatenton	17	46	15	< 0,002	15	44	24	16	15	20	7,4	< 0,0007	0,21
3280	bj zeta; Ornatenton	15	43	12	< 0,002	16	45	26	16	19	23	n.g.	n.g.	n.g.
3279	bj zeta; Ornatenton	15	50	17	< 0,002	19	61	22	15	18	20	n.g.	n.g.	n.g.
3278	bj zeta; Ornatenton	13	63	15	< 0,002	12	50	22	13	15	19	n.g.	n.g.	n.g.
3277	bj zeta; Ornatenton	14	67	14	< 0,002	13	57	21	16	17	52	11,5	< 0,0007	0,61
3276	bj zeta; Ornatenton	15	87	13	< 0,002	21	76	21	16	14	18	9,0	< 0,0007	0,72
3275	wj alpha; Grenzglaukonit	19	68	15	< 0,002	18	84	22	18	14	83	13,8	< 0,0007	0,37
3274	wj alpha; Grenzglaukonit	44	165	18	0,39	36	119	51	46	18	2342	5,7	< 0,0007	0,83
3273	wj alpha; Grenzglaukonit	13	54	12	0,13	8	35	13	11	8	21	5,6	< 0,0007	0,51
174	wj alpha, unt. Weißjuramergel	13	35	5	0,59	7	23	27	36	6	32	2,56	< 0,0007	0,35
175	wj alpha, unt. Weißjuramergel	14	40	< 0,011	0,86	6	20	30	39	8	36	1,24	0,1568	0,25
176	wj alpha, unt. Weißjuramergel	6	53	7	0,65	6	26	24	31	8	26	5	< 0,0007	0,14
177	wj alpha, unt. Weißjuramergel	12	42	17	0,77	5	23	25	33	7	28	3	0,0368	0,5
178	wj alpha, unt. Weißjuramergel	9	37	9	0,54	5	20	27	34	6	29	1,54	< 0,0007	0,19
179	wj alpha, unt. Weißjuramergel	11	41	8	0,67	6	19	29	40	7	35	2,15	< 0,0007	< 0,0005
180	wj alpha, unt. Weißjuramergel	7	48	< 0,011	0,59	5	19	23	29	7	27	n.g.	n.g.	n.g.
181	ob. wj gamma, Mergel	19	17	4	0,49	4	20	16	12	5	22	0,1	< 0,0007	< 0,0005
182	ob. wj gamma, Mergel	17	19	1	0,53	5	24	16	12	7	22	0,36	0,0668	< 0,0005
183	ob. wj gamma, Mergel	13	16	3	0,55	2	13	10	7	5	17	2,16	< 0,0007	< 0,0005
184	ob. wj gamma, Mergel	19	15	< 0,011	0,66	5	24	15	11	5	27	0,1	< 0,0007	< 0,0005
185	ob. wj gamma, Mergel	18	18	7	0,47	6	26	15	11	7	18	6	0,4268	0,89
186	ob. wj gamma, Mergel	10	13	1	0,40	2	12	9	7	4	16	2	0,1668	< 0,0005
187	ob. wj gamma, Mergel	4	11	4	0,31	3	11	7	5	3	12	1,79	< 0,0007	< 0,0005
188	ob. wj gamma, Mergel	6	13	5	0,43	3	12	8	6	3	13	1,2	< 0,0007	0,21
189	ob. wj gamma, Mergel	15	18	4	0,50	4	21	14	10	7	20	1,15	0,1668	0,49
190	ob. wj gamma, Mergel	20	19	4	0,42	4	20	14	12	6	21	0,78	< 0,0007	0,07
191	ob. wj gamma, Mergel	28	20	1	0,66	5	23	15	13	6	24	< 0,0008	< 0,0007	0,07
192	ob. wj gamma, Mergel	18	17	6	0,47	4	21	13	10	6	18	1,35	< 0,0007	0,18

Tab. 7.A3.: Meßwerte Hauptelemente - S4-Eluatgehalte [mg/l]

n.g. = nicht gemessen

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4
NG	Untere Nachweisgrenze (mg/l)	0,0050	0,09	0,02	0,0050	0,0012	0,80	0,001	0,2
1	so, Röttone	0,0882	2,46	15,23	< 0,005	0,0023	14,00	2,43	2,9
2	so, Röttone	1,0050	2,32	14,88	0,0208	< 0,0012	11,47	2,40	4,6
3	so, Röttone	3,3422	2,76	6,11	0,0706	0,0030	14,00	1,60	3,4
4	so, Röttone	0,4654	3,49	7,12	0,0101	< 0,0012	23,44	3,03	3,9
5	so, Röttone	0,3745	2,68	16,71	0,0078	< 0,0012	14,00	2,31	6,6
6	so, Röttone	0,0344	3,26	17,71	< 0,005	< 0,0012	12,10	2,53	4,9
7	so, Röttone	0,0100	2,90	16,03	< 0,005	< 0,0012	13,37	2,54	3,4
8	so, Röttone	0,0345	3,26	17,70	< 0,005	< 0,0012	14,57	2,46	4,4
9	so, Röttone	0,0114	3,42	15,82	< 0,005	0,0024	13,31	2,41	4,6
10	so, Röttone	0,0244	3,31	14,78	< 0,005	0,0013	14,57	2,28	7,1
11	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0200	7,20	53,46	< 0,005	< 0,0012	41,30	23,57	237,1
12	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0305	6,76	41,90	< 0,005	< 0,0012	27,08	14,92	163,8
13	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	< 0,005	6,68	149,30	< 0,005	0,0023	38,22	38,44	574,9
14	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0114	7,20	43,30	< 0,005	< 0,0012	37,61	19,71	171,3
15	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0239	5,30	62,73	0,0168	0,0014	33,29	18,77	225,5
16	mo2, Tonhorizonte	0,0142	3,56	52,46	0,0075	0,0014	50,92	31,07	230,6
17	mo2, Tonhorizonte	0,0143	3,70	52,99	< 0,005	< 0,0012	47,87	30,51	241,1
18	mo2, Tonhorizonte	0,0140	4,45	59,13	0,0121	0,0026	44,19	29,75	271,6
19	mo2, Tonhorizonte	0,0114	5,17	63,51	< 0,005	< 0,0012	53,36	31,55	290,4
20	mo2, Tonhorizonte	0,0059	3,42	52,32	< 0,005	0,0023	53,97	28,43	249,2
21	mo2, Tonhorizonte	0,0127	3,11	42,88	< 0,005	< 0,0012	45,42	25,17	198,2
22	mo2, Tonhorizonte	0,0051	4,25	75,64	0,0101	< 0,0012	53,97	48,03	373,7
23	mo2, Tonhorizonte	0,0213	4,60	74,56	< 0,005	< 0,0012	33,35	31,53	298,8
24	mo2, Tonhorizonte	0,0198	3,96	50,61	0,0128	< 0,0012	37,06	25,50	214,9
25	mo2, Tonhorizonte	0,0137	3,80	43,08	< 0,005	< 0,0012	49,35	26,35	205,6
26	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0056	4,66	49,65	< 0,005	< 0,0012	44,45	41,79	272,6
27	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0171	5,19	55,52	< 0,005	< 0,0012	48,13	42,56	297,7
28	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0104	4,66	43,35	< 0,005	< 0,0012	46,29	33,98	233,7
29	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0355	4,60	44,65	< 0,005	< 0,0012	40,15	30,57	232,9
30	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0586	4,07	29,98	< 0,005	< 0,0012	40,76	28,57	165,9
31	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0111	1,85	18,59	< 0,005	< 0,0012	45,57	11,87	71,8
32	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0075	2,72	21,58	< 0,005	< 0,0012	51,33	13,76	90,4
33	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,005	2,75	17,53	< 0,005	< 0,0012	55,78	12,16	71,5
34	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0084	2,75	15,87	< 0,005	< 0,0012	48,77	11,40	67,9
35	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,005	2,75	16,90	< 0,005	< 0,0012	34,61	17,88	165,2
36	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,005	2,29	66,65	< 0,005	0,0057	58,32	51,59	421,6
37	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,005	3,69	17,49	< 0,005	< 0,0012	57,76	12,68	95,7
38	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0148	3,72	13,55	< 0,005	< 0,0012	47,79	9,36	34,6
39	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0151	2,86	14,16	< 0,005	< 0,0012	41,51	9,76	49,9
40	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0084	3,61	15,26	< 0,005	< 0,0012	39,62	9,76	47,4
41	ku, Estherienschichten	0,0270	3,64	14,01	< 0,005	< 0,0012	21,13	4,19	35,5
42	ku, Estherienschichten	0,0097	3,78	27,90	< 0,005	< 0,0012	22,42	7,19	95,7
43	ku, Estherienschichten	0,3924	3,67	14,57	0,4643	< 0,0012	21,77	4,21	21,8
44	ku, Estherienschichten	0,0439	3,72	13,55	< 0,005	< 0,0012	20,49	3,97	13,7
45	ku, Estherienschichten	n.g.	4,50	12,42	0,3342	< 0,0012	23,45	4,28	18,0
46	km1, Grundgipsschichten	0,7829	2,90	628,35	0,0307	0,0069	4,38	9,54	1559,7
47	km1, Grundgipsschichten	0,2630	3,28	629,83	0,0402	0,0123	0,88	6,48	1530,3
48	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	3,44	628,10	0,0763	0,0340	4,38	5,14	1475,2
49	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	3,20	624,89	0,0940	0,0334	4,38	6,18	1499,1
50	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	3,67	615,03	0,1191	0,0319	6,13	11,83	1557,9
51	km1, Grundgipsschichten	0,6775	1,53	636,59	< 0,005	0,0019	9,54	15,30	1605,9
52	km1, Grundgipsschichten	1,0704	2,18	610,44	0,0561	0,0171	< 0,8	18,34	1499,5
53	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	2,10	608,66	0,0834	0,0196	4,34	6,95	1505,1
54	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	2,02	635,31	0,0725	0,0226	9,54	7,99	1516,3
55	km1, Grundgipsschichten	< 0,005	2,34	601,58	0,0725	0,0231	7,81	9,72	1540,6
56	km1, Bochinger Horizont	n.g.	3,32	25,57	0,0208	0,0013	23,66	11,74	31,8
57	km1, Bochinger Horizont	n.g.	3,49	28,53	0,0236	0,0014	29,33	8,84	29,6
58	km1, Bochinger Horizont	0,0156	3,00	33,78	0,0076	0,0013	28,71	8,55	47,1
59	km1, Bochinger Horizont	n.g.	1,86	581,92	0,0882	0,0195	33,64	17,97	1546,1
60	km1, Bochinger Horizont	0,0147	4,03	100,63	< 0,005	< 0,0012	30,21	18,47	297,3
61	km1, Bochinger Horizont	0,0220	3,94	38,61	0,0076	0,0017	25,82	9,26	69,7
62	km1, Dunkelrote Mergel	n.g.	3,11	14,81	< 0,005	< 0,0012	15,37	6,33	3,3
63	km1, Dunkelrote Mergel	0,0186	2,73	17,35	0,0173	< 0,0012	10,17	5,96	330,7
64	km1, Dunkelrote Mergel	n.g.	3,46	15,50	0,0434	0,0038	13,42	5,52	8,1
65	km1, Dunkelrote Mergel	0,0181	3,37	37,47	< 0,005	< 0,0012	10,82	10,43	92,8
66	km1, Dunkelrote Mergel	0,0111	1,50	16,49	< 0,005	0,0013	9,51	5,97	2,8
67	km1, Mittlerer Gipshorizont	< 0,005	3,15	608,92	0,0772	0,0184	6,07	10,24	1466,0
68	km1, Mittlerer Gipshorizont	< 0,005	3,71	609,93	0,0886	0,0225	19,90	11,39	1568,5
69	km1, Mittlerer Gipshorizont	< 0,005	5,57	613,73	0,0561	0,0158	31,93	16,55	1531,2
70	km1, Mittlerer Gipshorizont	< 0,005	3,48	635,34	0,0566	0,0184	4,42	10,61	1588,9
71	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,1108	3,57	608,87	0,0842	0,0256	29,01	19,64	1533,9
72	km1, Estherienschichten	n.g.	2,15	12,67	0,0116	0,0021	12,54	5,58	3,8
73	km1, Estherienschichten	0,0120	2,78	22,82	0,0078	< 0,0012	23,63	9,89	26,9
74	km1, Estherienschichten	n.g.	2,43	35,04	< 0,005	0,0016	12,54	13,13	111,0
75	km1, Estherienschichten	0,0053	2,26	21,11	0,0748	0,0057	19,73	9,47	23,8
76	km1, Estherienschichten	0,0149	2,78	19,72	0,0289	0,0025	17,77	9,50	10,0
77	km1, Estherienschichten	0,0160	5,63	14,38	0,0093	< 0,0012	32,03	14,52	8,9

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4
78	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	2,2069	3,54	5,69	0,1030	0,0079	20,76	7,02	9,2
79	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	1,0246	3,66	4,90	0,0482	0,0023	27,80	8,20	6,6
80	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,0443	2,68	16,13	< 0,005	0,0026	17,54	4,23	8,6
81	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,3255	2,54	19,45	0,0189	0,0022	12,38	4,13	2,6
82	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,3148	2,79	4,50	0,0192	0,0054	28,57	8,14	6,5
EP14	Schilfsandstein	< 0,005	3,04	14,75	< 0,005	< 0,0012	11,39	4,24	18,3
EP13	Schilfsandstein	0,1916	3,55	11,27	0,0979	0,0015	14,10	3,66	10,5
EP12	Schilfsandstein	0,1224	4,29	9,90	0,1421	< 0,0012	21,77	3,65	5,6
83	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,1692	2,98	9,76	0,0074	< 0,0012	30,63	6,36	6,2
84	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0163	5,36	6,16	< 0,005	0,0031	27,89	6,67	3,2
85	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0218	4,09	4,61	0,0116	0,0015	32,69	8,71	13,0
86	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,6395	2,98	9,68	0,0225	< 0,0012	21,68	5,36	6,2
87	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0198	2,37	22,53	0,0063	< 0,0012	12,38	4,41	15,2
88	km3u, Rote Wand	0,0061	3,57	13,60	< 0,005	< 0,0012	18,83	5,77	2,4
89	km3u, Rote Wand	< 0,005	3,86	17,91	< 0,005	< 0,0012	18,83	6,82	2,4
90	km3u, Rote Wand	< 0,005	4,08	15,90	< 0,005	< 0,0012	24,60	6,78	3,2
91	km3u, Rote Wand	0,0080	3,25	13,87	< 0,005	< 0,0012	13,17	5,33	0,3
92	km3u, Rote Wand	< 0,005	3,79	14,33	< 0,005	0,0044	24,60	5,29	1,9
93	km3u, Rote Wand	< 0,005	3,88	15,11	< 0,005	< 0,0012	18,91	5,28	0,3
EP10	km3u, Untere Bunte Mergel	n.g.	4,95	44,04	< 0,005	< 0,0012	16,37	11,38	201,3
EP9	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,005	4,74	22,08	< 0,005	< 0,0012	16,37	4,36	67,6
EP8	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,005	5,31	20,31	0,0057	< 0,0012	16,37	4,18	59,3
EP7	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,005	4,71	10,66	< 0,005	0,0057	8,21	3,32	8,8
EP6	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,005	3,14	9,50	< 0,005	0,0089	10,94	4,18	7,1
EP5	km3u, Untere Bunte Mergel	0,0102	2,66	10,27	< 0,005	0,0084	12,98	5,21	10,4
DP1	km3l, Lehrbergschichten	0,0117	3,83	9,98	< 0,005	< 0,0012	14,33	4,99	8,8
94	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0070	2,74	11,57	< 0,005	< 0,0012	13,17	5,42	< 0,2
95	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,005	2,42	9,24	< 0,005	0,0078	11,26	6,16	< 0,2
96	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0190	3,31	11,38	0,1171	0,0101	17,00	5,76	1,1
97	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,005	2,22	13,40	0,0117	0,0016	21,44	5,86	2,8
98	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,005	2,91	192,90	< 0,005	0,0094	30,90	45,24	728,8
99	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,005	3,54	13,74	< 0,005	< 0,0012	20,99	5,93	6,2
100	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0349	2,64	11,44	0,0301	0,0035	18,91	5,75	1,4
101	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0107	2,87	9,98	< 0,005	< 0,0012	21,19	6,80	3,2
102	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,005	4,59	19,77	0,0523	0,0052	21,90	9,47	12,3
103	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0201	3,24	13,96	0,0129	0,0027	13,34	5,44	6,8
P19	km4, Stubensst, Sandstein	0,0463	18,00	4,14	< 0,005	0,0013	18,31	7,30	52,5
P18	km4, Stubensst, Tonstein	8,0979	24,61	2,52	0,2095	0,0023	26,34	4,35	17,6
P17	km4, Stubensst, ton. Sandstein	0,0093	28,11	15,68	< 0,005	0,0014	32,33	10,47	69,0
P1	km4, ob. Stubensandst.	n.g.	5,60	2,24	< 0,005	0,0033	2,52	5,13	18,3
P16	km5, Knollenmergel	4,9425	42,26	6,71	0,1177	0,0030	14,27	5,22	12,9
P15	km5, Knollenmergel	0,1049	37,67	7,15	< 0,005	< 0,0012	13,59	4,27	9,4
P14	km5, Knollenmergel	0,7544	34,46	8,71	0,0203	0,0015	9,53	4,59	17,3
P13	km5, Knollenmergel	0,0134	27,89	10,16	< 0,005	< 0,0012	13,59	5,35	15,7
P12	km5, Knollenmergel	0,0422	30,11	8,21	< 0,005	0,0022	19,36	5,17	16,5
P10	km5, Knollenmergel	0,3041	27,30	9,93	0,0100	< 0,0012	13,86	5,51	12,5
P7	km5, Knollenmergel	0,0096	16,58	12,57	< 0,005	0,0016	20,73	7,56	15,0
P11	km5, Knollenmergel	0,0060	14,91	17,50	< 0,005	0,0016	24,83	9,39	36,9
P8	ko, Rhät-Tonstein	0,0064	10,73	91,96	< 0,005	0,0580	16,61	37,15	275,2
P9	sj alpha1, Psilonotenkalk	< 0,005	4,33	238,65	< 0,005	0,2048	20,73	19,60	611,3
P6	sj alpha1, Psilonotenkalk	0,0257	3,54	54,71	< 0,005	0,0125	11,79	6,49	93,2
P5	sj alpha1, Psilonotentone	0,0121	5,09	56,63	< 0,005	0,0119	32,98	29,78	160,8
104	sj alpha1, Psilonotentone	0,7405	1,73	7,24	0,1854	0,0173	7,59	1,46	7,0
105	sj alpha1, Psilonotentone	0,0457	2,50	4,43	0,2473	0,0160	5,43	2,61	6,2
106	sj alpha1, Psilonotentone	0,1060	1,63	5,12	0,8849	0,0048	5,43	2,33	2,8
107	sj alpha1, Psilonotentone	0,1142	1,63	5,09	0,1831	0,0030	8,31	2,43	3,7
108	sj alpha1, Psilonotentone	n.g.	2,03	6,27	0,1167	0,0082	< 0,8	0,84	9,0
P4	sj alpha2, Angulatensandstein	0,0218	3,67	428,05	< 0,005	1,3909	23,88	13,90	524,0
P3	sj alpha2, Angulatentonstein	0,0242	2,46	49,63	< 0,005	< 0,0012	15,38	15,38	155,3
P2	sj alpha2, Angulatensandstein	0,1284	2,97	26,66	< 0,005	0,0036	28,10	2,73	29,2
109	sj beta, unt. Schwarzjuratone	0,2377	4,14	6,69	0,5582	0,0054	9,71	1,57	6,8
110	sj beta, unt. Schwarzjuratone	0,0877	3,80	6,93	1,2913	0,0095	6,13	2,49	6,5
111	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0102	10,45	41,20	0,0052	0,0151	37,73	18,27	139,3
112	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0223	11,58	57,19	< 0,005	0,0096	37,73	17,11	188,8
113	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0150	12,31	103,44	< 0,005	0,0199	67,13	34,18	417,8
114	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0200	9,80	111,30	0,0085	0,0407	34,25	32,09	405,0
115	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0119	11,09	88,02	< 0,005	0,0182	52,89	28,23	287,7
116	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0242	13,71	23,50	0,0146	0,0027	1,81	1,29	9,7
117	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0574	28,30	12,97	0,1735	0,0161	0,70	0,63	6,8
118	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0199	32,91	28,06	0,0348	0,0030	1,40	1,04	6,8
119	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 0,005	3,67	226,73	< 0,005	0,0659	33,65	17,42	601,1
120	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0900	6,33	273,43	0,0231	0,0970	33,65	21,02	727,6
121	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 0,005	4,88	178,30	0,0186	0,1173	42,42	18,71	509,5
122	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0169	4,32	191,38	< 0,005	0,0253	37,16	18,01	475,8
123	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0216	6,17	243,67	0,0087	0,0749	12,47	16,96	681,0
124	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 0,005	5,19	230,06	0,0519	0,2472	14,12	17,09	548,4
125	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,1907	3,77	267,27	0,0398	0,3093	40,34	13,60	608,4
126	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,2622	5,66	224,87	0,0650	0,1669	12,36	12,37	544,8
127	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,4814	2,59	273,08	0,0371	0,3392	36,86	11,88	653,8
128	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 0,005	3,06	240,42	0,0577	0,1714	14,12	13,62	612,0

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4
129	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	7,54	178,47	0,0450	0,0863	33,38	27,99	515,7
130	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	6,99	168,00	0,0300	0,1241	28,02	26,37	527,4
131	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	6,92	194,45	0,0183	0,1048	16,17	28,74	532,1
132	sj epsilon2, Tonmergel	0,0543	10,30	166,68	0,0230	0,0633	19,57	31,43	546,1
133	sj epsilon2, Tonmergel	0,1838	6,77	169,80	0,0374	0,0526	33,07	26,62	513,4
134	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	4,96	177,44	< 0,005	0,1325	21,26	26,66	548,4
135	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	5,41	166,10	< 0,005	0,1165	34,76	28,52	504,1
136	sj epsilon2, Tonmergel	0,0373	4,21	186,52	0,0213	0,0224	29,19	26,43	595,1
137	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,005	4,28	172,88	0,0282	0,0904	24,36	28,14	527,4
138	sj epsilon2, Tonmergel	0,0703	3,55	155,85	0,0303	0,1211	17,89	27,43	506,4
139	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0280	3,62	174,96	0,0136	0,0531	34,02	27,24	553,1
140	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0190	3,40	197,52	< 0,005	0,0279	22,74	23,89	600,0
141	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0169	4,65	139,80	< 0,005	0,0205	17,89	17,07	411,1
142	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0254	1,58	114,00	< 0,005	0,0090	19,15	15,77	319,0
143	sj epsilon2, Stinkkalke	< 0,005	6,26	200,86	< 0,005	0,0519	17,56	30,59	606,9
144	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,2151	5,46	258,83	0,0180	0,2003	14,38	18,18	682,9
145	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0084	8,09	246,75	< 0,005	0,0361	23,91	18,26	682,9
146	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0314	6,70	243,09	0,0167	0,4357	17,56	19,60	696,7
147	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	5,31	234,06	0,0370	0,1398	3,20	18,88	620,7
148	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	4,24	253,87	0,0160	0,1964	6,91	15,21	708,3
149	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	4,86	232,45	0,0394	0,3153	14,56	15,51	618,4
150	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	3,62	220,78	< 0,005	0,0163	5,37	20,53	659,8
151	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	4,72	226,34	0,0317	0,1360	22,18	17,89	567,8
152	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,005	5,96	229,30	0,0601	0,1853	25,22	21,22	655,2
153	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,2139	4,93	225,60	0,0609	0,1714	20,66	20,32	590,8
154	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,8115	7,73	188,23	0,0119	0,0859	21,46	8,45	498,9
155	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	< 0,005	6,83	202,60	0,0128	0,5577	32,12	7,40	508,0
156	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0118	6,01	48,08	< 0,005	< 0,0012	24,51	2,82	64,4
157	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0110	4,56	41,25	< 0,005	< 0,0012	9,22	2,09	57,5
158	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0058	4,42	174,86	0,0169	0,0843	9,22	6,78	404,6
159	bj alpha, Opalinuston	0,0083	8,97	65,98	< 0,005	0,0443	29,08	19,96	193,1
160	bj alpha, Opalinuston	0,0084	8,83	41,83	< 0,005	< 0,0012	24,51	12,09	108,0
161	bj alpha, Opalinuston	< 0,005	8,70	50,81	< 0,005	< 0,0012	38,77	16,33	134,8
162	bj alpha, Opalinuston	0,0116	6,75	40,42	< 0,005	< 0,0012	22,14	12,71	89,5
163	bj alpha, Opalinuston	0,0243	11,97	64,90	< 0,005	< 0,0012	26,69	19,60	235,0
164	bj alpha, Opalinuston	0,0279	12,11	61,11	< 0,005	0,0055	22,14	17,87	206,4
165	bj alpha, Opalinuston	0,0058	7,59	41,28	< 0,005	< 0,0012	14,53	11,17	99,0
166	bj alpha, Opalinuston	0,0108	11,21	53,76	< 0,005	< 0,0012	31,23	13,99	158,6
167	bj alpha, Opalinuston	0,0078	12,40	95,59	< 0,005	0,0041	34,81	28,19	297,0
168	bj alpha, Opalinuston	0,0217	13,16	78,27	0,0124	0,0358	27,29	22,35	268,4
169	bj alpha, Opalinuston	0,0254	9,14	53,87	< 0,005	0,0239	31,81	24,14	182,5
170	bj alpha, Opalinuston	0,0201	11,56	64,57	0,0057	0,0183	24,28	21,85	211,1
171	bj alpha, Opalinuston	0,0194	12,05	65,39	< 0,005	0,0747	21,26	18,51	226,5
172	bj alpha, Opalinuston	0,0087	14,68	82,17	< 0,005	0,0201	22,77	21,85	309,5
173	bj alpha, Opalinuston	0,0192	9,21	68,98	< 0,005	0,0456	28,80	21,86	238,3
3124	bj beta; Zopfplatten	0,0183	24,39	31,74	< 0,005	< 0,0012	14,27	8,29	94,1
3125	bj beta; Zopfplatten	0,0194	15,77	56,17	< 0,005	0,0122	14,49	8,66	159,0
3179	bj beta; Zopfplatten	0,0283	24,67	34,40	< 0,005	< 0,0012	13,81	10,06	84,2
3258	bj beta; Zopfplatten	0,0237	27,84	35,78	< 0,005	< 0,0012	22,00	7,96	113,7
3257	bj beta; Zopfplatten	0,0244	17,42	65,43	< 0,005	0,0204	13,12	8,95	189,4
3172	bj beta; Tolutariazone	0,0291	19,96	35,75	< 0,005	0,0314	22,69	9,07	85,8
3171	bj beta; Tolutariazone	0,0202	14,60	38,75	< 0,005	0,0528	19,96	10,03	93,0
3253	bj beta; Tolutariazone	0,0279	14,60	26,24	0,0051	< 0,0012	19,28	8,17	48,4
3252	bj beta; Tolutariazone	0,0247	12,41	32,46	0,0175	0,0018	14,49	5,65	84,6
3165	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0187	1,36	47,36	< 0,005	0,0284	6,57	4,58	54,7
3164	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0141	0,21	9,89	< 0,005	0,0078	< 0,8	0,62	< 0,2
3163	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0198	0,94	68,00	< 0,005	< 0,0012	10,20	3,18	139,3
3162	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0123	1,98	27,99	< 0,005	< 0,0012	20,81	13,69	92,0
3161	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0176	1,71	32,48	< 0,005	< 0,0012	11,15	6,31	55,2
3160	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0072	1,98	117,94	< 0,005	0,0847	20,81	21,15	287,5
3243	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0173	3,36	95,24	< 0,005	0,0639	31,73	11,04	245,1
3242	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0271	3,33	41,50	< 0,005	0,0129	18,06	4,35	86,1
3241	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0376	3,92	37,44	< 0,005	0,0314	13,23	5,91	44,0
3240	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0159	3,00	45,91	< 0,005	0,1325	20,81	10,20	49,8
3348	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0055	3,36	121,07	< 0,005	0,1264	25,60	17,66	329,7
3347	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0055	4,35	110,46	< 0,005	0,5333	36,66	27,72	476,5
3156	bj beta; Personatensandstein	0,0239	1,73	93,93	< 0,005	0,0577	10,20	12,90	204,6
3155	bj beta; Personatensandstein	0,0072	1,40	88,20	< 0,005	0,0300	15,98	5,50	n.g.
3154	bj beta; Personatensandstein	0,0050	1,82	125,12	< 0,005	0,0703	15,98	15,26	366,9
3238	bj beta; Personatensandstein	0,0149	1,76	110,15	< 0,005	0,0495	10,20	15,75	238,5
3237	bj beta; Personatensandstein	0,0205	3,14	134,46	< 0,005	0,1550	14,54	17,84	293,4
3341	bj beta; Personatensandstein	0,0202	2,26	157,24	< 0,005	0,1566	19,58	31,03	387,7
3148	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,005	0,82	123,65	< 0,005	0,0850	15,18	14,34	250,2
3147	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,1731	1,41	143,14	0,6471	2,8829	15,91	22,19	436,9
3146	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0172	1,61	115,87	< 0,005	0,2027	14,45	18,17	267,6
3145	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	n.g.	1,48	69,47	< 0,005	0,1247	17,38	8,91	99,9
3144	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	n.g.	0,33	99,99	< 0,005	0,1379	9,29	11,96	211,3
3143	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	n.g.	2,23	98,13	< 0,005	0,1904	9,29	19,70	217,5
3232	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0322	4,11	191,57	< 0,005	0,3728	22,19	21,89	347,4
3231	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0198	4,25	207,14	< 0,005	0,3690	22,19	33,43	482,5
3230	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0122	2,82	35,20	< 0,005	< 0,0012	< 0,8	3,75	17,3
3229	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,005	8,43	68,03	< 0,005	0,0634	24,28	12,10	160,5
3228	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,005	8,53	96,25	< 0,005	0,1202	6,75	11,89	213,9
3227	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0211	5,51	73,10	< 0,005	0,0667	11,69	12,42	176,9
3332	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0202	4,65	82,69	< 0,005	0,0422	10,98	9,86	118,7
3331	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0205	6,94	32,94	< 0,005	0,0823	3,24	7,19	38,4
3330	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0229	3,83	67,17	< 0,005	0,2016	11,80	10,53	163,0

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4
3142	bj gamma; Wedelsandstein	0,0106	5,31	52,68	< 0,005	0,0281	24,51	23,18	402,2
3141	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,005	6,91	40,64	< 0,005	0,0170	25,21	17,09	119,0
3140	bj gamma; Wedelsandstein	0,0107	7,45	34,29	< 0,005	< 0,0012	28,01	13,10	118,9
3139	bj gamma; Wedelsandstein	0,0204	6,72	31,92	< 0,005	< 0,0012	23,11	13,23	89,0
3138	bj gamma; Wedelsandstein	0,0147	5,85	36,76	< 0,005	< 0,0012	23,81	12,26	131,5
3226	bj gamma; Wedelsandstein	0,0150	16,90	36,43	< 0,005	0,0195	32,20	13,96	126,6
3225	bj gamma; Wedelsandstein	0,0138	19,27	38,76	< 0,005	0,0197	27,73	15,99	136,8
3224	bj gamma; Wedelsandstein	0,0211	21,29	36,13	< 0,005	0,0025	37,26	14,85	137,4
3223	bj gamma; Wedelsandstein	0,0187	27,31	36,55	< 0,005	0,0019	41,98	15,33	176,1
3222	bj gamma; Wedelsandstein	0,0185	23,82	29,97	< 0,005	0,0026	33,19	15,20	129,9
3221	bj gamma; Wedelsandstein	0,0189	24,94	19,41	< 0,005	< 0,0012	31,83	10,38	79,1
3220	bj gamma; Wedelsandstein	0,0237	15,96	35,30	< 0,005	< 0,0012	31,83	11,21	127,4
3219	bj gamma; Wedelsandstein	0,0104	22,15	34,29	< 0,005	0,0036	46,01	12,39	141,5
3218	bj gamma; Wedelsandstein	0,0161	9,74	93,42	< 0,005	0,0163	21,56	25,08	334,4
3217	bj gamma; Wedelsandstein	0,0141	38,71	30,59	< 0,005	0,0043	35,49	18,16	143,8
3216	bj gamma; Wedelsandstein	0,0090	24,61	27,24	< 0,005	< 0,0012	23,24	10,43	88,4
3329	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,005	5,14	70,45	< 0,005	0,0483	18,43	10,52	178,0
3328	bj gamma; Wedelsandstein	0,0129	13,82	36,61	0,0259	0,0300	32,10	9,62	105,6
3327	bj gamma; Wedelsandstein	0,0130	16,13	35,96	< 0,005	0,0118	32,10	10,16	108,9
3326	bj gamma; Wedelsandstein	0,0213	14,33	30,98	< 0,005	< 0,0012	28,70	9,04	89,9
3325	bj gamma; Wedelsandstein	0,0159	13,98	43,86	< 0,005	0,0051	25,97	11,41	130,8
3324	bj gamma; Wedelsandstein	0,0209	18,13	46,30	< 0,005	0,0342	28,70	13,65	142,0
3323	bj gamma; Wedelsandstein	0,0136	15,11	42,94	< 0,005	0,0037	38,20	11,63	129,7
3322	bj gamma; Wedelsandstein	0,0258	16,42	22,71	< 0,005	< 0,0012	30,48	7,55	71,3
3321	bj gamma; Wedelsandstein	0,0902	18,58	18,71	< 0,005	< 0,0012	30,48	6,55	66,7
3320	bj gamma; Wedelsandstein	0,0159	21,48	32,16	< 0,005	< 0,0012	42,82	10,71	139,7
3319	bj gamma; Wedelsandstein	0,0160	12,26	43,36	< 0,005	< 0,0012	27,72	10,31	152,5
3318	bj gamma; Wedelsandstein	0,0150	22,96	45,55	< 0,005	< 0,0012	36,67	14,41	466,8
3317	bj gamma; Wedelsandstein	0,0092	29,39	37,59	< 0,005	< 0,0012	40,78	13,39	195,2
3137	bj delta; Dorsetensienbank	0,0150	6,13	66,46	< 0,005	< 0,0012	35,99	21,01	245,0
3315	bj delta; Dorsetensienbank	0,0071	29,39	72,65	0,0263	0,0265	38,73	22,42	345,6
3314	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	22,02	34,83	n.g.	n.g.	23,53	12,49	140,5
3313	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	10,77	26,37	n.g.	n.g.	10,57	6,41	70,0
3312	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	20,33	59,46	n.g.	n.g.	21,39	15,83	218,5
3311	bj delta; Dorsetensienbank	0,0113	18,45	53,05	< 0,005	0,0173	22,10	14,63	194,9
3310	bj delta; Dorsetensienbank	< 0,005	24,49	77,19	< 0,005	0,0072	26,39	23,79	327,8
3309	bj delta; Dorsetensienbank	0,0158	18,97	79,55	< 0,005	< 0,0012	10,57	18,64	254,0
3136	bj delta; Humphriesi-Oolith	n.g.	3,67	46,06	< 0,005	0,0184	9,12	14,69	121,3
3215	bj delta; Humphriesi-Oolith	< 0,005	19,45	63,75	< 0,005	0,0253	24,97	19,16	212,8
3214	bj delta; Humphriesi-Oolith	0,0150	36,14	40,62	< 0,005	0,0057	23,72	17,00	224,2
3213	bj delta; Humphriesi-Oolith	0,0053	29,31	62,10	< 0,005	0,0127	22,93	19,93	394,3
3308	bj delta; Humphriesi-Oolith	0,0293	26,11	36,60	< 0,005	< 0,0012	14,94	13,79	n.g.
3212	bj delta; Coronatenschichten	0,0135	34,36	115,35	< 0,005	< 0,0012	25,31	30,24	555,2
3211	bj delta; Coronatenschichten	0,0156	41,00	83,42	< 0,005	0,0088	30,86	26,78	446,9
3210	bj delta; Coronatenschichten	0,0196	54,00	46,26	< 0,005	0,0017	22,13	22,41	242,6
3209	bj delta; Coronatenschichten	0,0087	54,56	67,80	< 0,005	0,0060	35,58	27,39	385,1
3208	bj delta; Coronatenschichten	0,0119	23,47	30,48	< 0,005	< 0,0012	14,94	8,23	93,9
3207	bj delta; Coronatenschichten	0,0213	18,64	27,90	< 0,005	< 0,0012	17,22	10,43	90,6
3135	bj delta; Blagdeni-Schichten	< 0,005	10,93	31,60	< 0,005	0,0012	24,52	11,76	136,2
3134	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0152	8,78	35,42	< 0,005	0,0044	19,66	9,88	104,5
3133	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0055	17,12	43,36	< 0,005	< 0,0012	25,32	16,11	173,5
3132	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0082	17,38	106,53	< 0,005	< 0,0012	27,74	26,05	405,1
3131	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0073	18,94	65,30	< 0,005	0,0062	24,52	24,28	287,6
3130	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0122	15,79	101,96	< 0,005	0,0064	44,53	31,89	450,6
3307	bj delta; Blagdeni-Schichten	< 0,005	34,63	33,77	< 0,005	< 0,0012	24,52	13,42	192,7
3306	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0220	< 0,09	< 0,02	< 0,005	< 0,0012	< 0,8	< 0,001	n.g.
3305	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0114	35,68	65,17	< 0,005	0,0184	33,93	25,55	297,6
3304	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0231	40,41	35,23	< 0,005	< 0,0012	39,48	16,87	192,7
3129	bj delta; Subfurcatus-Oolith	n.g.	10,09	53,23	< 0,005	0,0134	28,34	14,33	177,5
3206	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0156	53,76	94,35	< 0,005	0,0168	32,33	28,97	472,7
3303	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0239	38,23	89,53	< 0,005	0,0430	38,68	26,96	409,5
3302	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0176	33,78	64,47	< 0,005	0,0266	33,13	23,96	275,8
3301	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0110	38,78	121,04	< 0,005	0,0341	29,14	28,11	524,5
3128	bj delta; Hamitenton	n.g.	17,76	46,85	< 0,005	0,0281	26,75	18,26	169,0
3127	bj delta; Hamitenton	0,0244	13,69	61,77	< 0,005	0,0095	45,19	20,42	231,7
3126	bj delta; Hamitenton	0,0139	4,83	62,62	< 0,005	0,0034	36,00	11,18	180,4
3205	bj delta; Hamitenton	0,0119	58,23	33,64	< 0,005	< 0,0012	39,84	15,36	241,0
3204	bj delta; Hamitenton	0,0101	53,03	35,84	< 0,005	0,0034	30,60	15,56	192,6
3203	bj delta; Hamitenton	0,0125	58,49	39,27	< 0,005	0,0037	34,46	16,30	227,0
3202	bj delta; Hamitenton	0,0214	58,49	48,26	< 0,005	0,0051	29,83	17,61	268,4
3201	bj delta; Hamitenton	0,0100	61,85	38,71	< 0,005	0,0196	37,54	15,26	266,1
3200	bj delta; Hamitenton	0,0179	62,53	25,13	< 0,005	< 0,0012	31,37	10,90	192,3
3199	bj delta; Hamitenton	0,0099	44,67	103,03	< 0,005	0,1162	24,61	23,10	381,0
3198	bj delta; Hamitenton	0,0075	60,74	67,87	< 0,005	0,0143	29,75	20,87	403,0
3300	bj delta; Hamitenton	0,0131	40,31	41,31	< 0,005	0,0055	32,68	13,89	205,2
3299	bj delta; Hamitenton	< 0,005	45,46	80,24	< 0,005	0,0039	37,06	22,77	394,0
3298	bj delta; Hamitenton	0,0127	41,85	35,06	< 0,005	< 0,0012	31,95	14,78	184,0
3297	bj delta; Hamitenton	0,0107	40,09	24,20	< 0,005	< 0,0012	37,78	10,89	147,3
3296	bj delta; Hamitenton	0,0146	40,70	30,74	< 0,005	0,0054	31,22	13,37	159,7
3295	bj delta; Hamitenton	0,0092	44,46	29,31	< 0,005	< 0,0012	21,66	12,77	158,0
3294	bj delta; Hamitenton	0,0227	48,64	23,18	< 0,005	< 0,0012	16,62	10,70	134,2
3293	bj delta; Hamitenton	0,0263	45,98	51,65	< 0,005	0,0026	21,32	18,93	273,4
3292	bj delta; Parkinsoni-Oolith	0,0136	22,25	72,71	< 0,005	0,0323	18,97	15,39	202,3
3291	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0118	48,46	43,63	< 0,005	0,0123	22,89	14,56	189,4
3290	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0179	46,81	21,75	< 0,005	0,0060	18,19	8,90	157,5
3289	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0061	32,00	152,13	< 0,005	0,0774	19,76	21,11	482,0
3288	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0094	41,77	45,02	< 0,005	0,0188	24,45	15,65	235,4
3197	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	0,0074	38,88	50,99	< 0,005	< 0,0012	23,67	10,37	n.g.
3196	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	0,0074	62,15	50,58	< 0,005	< 0,0012	24,34	14,84	229,8
3287	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	0,0155	31,35	21,05	< 0,005	< 0,0012	21,18	6,94	85,5

ID	Geologische Formation	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO_4
3195	bj zeta; Ornatenton	< 0,005	60,74	47,69	< 0,005	< 0,0012	24,34	13,71	229,9
3194	bj zeta; Ornatenton	0,0112	53,47	118,55	< 0,005	0,0190	36,11	30,11	514,1
3193	bj zeta; Ornatenton	0,0187	57,43	27,55	< 0,005	< 0,0012	25,13	10,19	157,5
3192	bj zeta; Ornatenton	0,0139	51,38	52,02	< 0,005	0,0046	31,42	19,20	243,6
3191	bj zeta; Ornatenton	0,0090	68,59	59,90	< 0,005	0,0080	36,89	22,73	564,7
3190	bj zeta; Ornatenton	0,0117	61,93	26,74	< 0,005	< 0,0012	29,85	12,94	195,3
3189	bj zeta; Ornatenton	0,0162	74,93	28,60	< 0,005	0,0016	29,73	14,53	253,6
3188	bj zeta; Ornatenton	0,0116	72,99	31,52	< 0,005	0,0033	38,19	14,69	257,2
3187	bj zeta; Ornatenton	0,0089	59,38	55,62	< 0,005	0,0018	42,77	17,05	294,1
3186	bj zeta; Ornatenton	n.g.	59,23	29,42	< 0,005	0,0071	33,58	11,29	196,3
3286	bj zeta; Ornatenton	0,0252	44,62	51,59	< 0,005	0,0086	25,87	20,69	286,9
3285	bj zeta; Ornatenton	0,0149	48,52	25,60	< 0,005	0,0044	25,87	13,76	183,6
3284	bj zeta; Ornatenton	0,0226	45,41	26,03	< 0,005	0,0017	22,76	13,93	145,7
3283	bj zeta; Ornatenton	0,0143	42,05	93,19	< 0,005	0,0625	32,04	31,41	540,1
3282	bj zeta; Ornatenton	0,0166	53,29	16,10	< 0,005	< 0,0012	25,26	8,84	110,7
3281	bj zeta; Ornatenton	0,0117	62,78	24,93	< 0,005	0,0038	36,13	13,82	213,5
3280	bj zeta; Ornatenton	< 0,005	57,69	21,56	< 0,005	0,0050	34,59	11,65	196,9
3279	bj zeta; Ornatenton	0,0058	56,25	23,35	< 0,005	0,0035	31,49	12,74	183,4
3278	bj zeta; Ornatenton	< 0,005	54,88	26,45	< 0,005	< 0,0012	33,81	11,62	201,8
3277	bj zeta; Ornatenton	< 0,005	51,41	35,53	< 0,005	< 0,0012	26,82	13,85	189,9
3276	bj zeta; Ornatenton	0,0121	51,05	19,72	< 0,005	< 0,0012	27,60	6,28	134,4
3275	wj alpha; Grenzglaukonit	0,0180	45,96	18,03	< 0,005	< 0,0012	25,26	7,68	131,4
3274	wj alpha; Grenzglaukonit	0,0089	50,87	20,25	< 0,005	< 0,0012	31,03	7,80	129,4
3273	wj alpha; Grenzglaukonit	0,0170	39,17	33,67	< 0,005	< 0,0012	30,93	11,38	141,1
174	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0104	7,23	41,32	< 0,005	< 0,0012	46,72	10,98	167,2
175	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,005	6,40	44,25	< 0,005	< 0,0012	49,65	12,68	181,4
176	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,005	4,24	68,53	< 0,005	< 0,0012	32,01	16,91	250,2
177	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,005	5,63	59,41	< 0,005	< 0,0012	40,85	15,22	217,0
178	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0061	6,12	53,61	< 0,005	< 0,0012	55,49	12,92	209,9
179	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0123	7,86	41,66	< 0,005	< 0,0012	37,91	11,21	179,1
180	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0311	5,63	36,20	< 0,005	< 0,0012	27,58	8,72	145,8
181	ob. wj gamma, Mergel	< 0,005	4,77	20,37	< 0,005	< 0,0012	32,08	3,43	17,7
182	ob. wj gamma, Mergel	0,0054	4,45	20,08	< 0,005	< 0,0012	27,99	3,32	20,6
183	ob. wj gamma, Mergel	0,0471	3,85	19,42	< 0,005	< 0,0012	21,84	3,60	15,3
184	ob. wj gamma, Mergel	< 0,005	4,26	44,75	< 0,005	< 0,0012	40,88	14,39	168,5
185	ob. wj gamma, Mergel	0,0221	5,94	25,31	< 0,005	< 0,0012	45,59	7,80	74,1
186	ob. wj gamma, Mergel	0,0184	4,13	19,67	< 0,005	< 0,0012	19,78	3,67	19,3
187	ob. wj gamma, Mergel	0,0379	3,63	19,78	< 0,005	< 0,0012	14,26	4,84	19,7
188	ob. wj gamma, Mergel	0,0474	3,56	19,32	< 0,005	< 0,0012	20,46	4,16	20,3
189	ob. wj gamma, Mergel	0,0196	7,83	16,18	< 0,005	< 0,0012	70,11	5,47	62,4
190	ob. wj gamma, Mergel	0,0199	4,52	19,96	< 0,005	< 0,0012	29,50	4,44	27,1
191	ob. wj gamma, Mergel	0,0397	5,19	19,64	< 0,005	< 0,0012	26,69	4,23	35,6
192	ob. wj gamma, Mergel	0,0266	3,67	27,79	< 0,005	< 0,0012	25,99	4,14	54,2

Tab. 7.A4.: Meßwerte Spurenelemente - S4-Eluatgehalte [mg/l]

n.g. = nicht gemessen

ID	Geologische Formation	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu	B	Ba
NG	untere Nachweisgrenze (mg/l)	0,0006	0,0045	0,0006	0,0015	0,0020	0,0010	0,0010	0,0010	0,0010
1	so, Röttone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0023	0,0048	< 0,001	0,0030	0,0836	0,0025
2	so, Röttone	0,0016	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0014	0,0020	0,0898	0,0041
3	so, Röttone	0,0019	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0025	0,0016	0,0026	0,1028	0,0056
4	so, Röttone	0,0062	0,0059	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0019	0,0028	0,0940	0,0062
5	so, Röttone	0,0041	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0017	0,0024	0,0889	0,0046
6	so, Röttone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0023	0,0021	0,0023	0,0908	0,0033
7	so, Röttone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0027	< 0,001	< 0,001	0,0947	0,0026
8	so, Röttone	0,0012	n.g.	< 0,0006	0,0022	< 0,002	0,0118	< 0,001	0,0817	0,0026
9	so, Röttone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0063	0,0028	0,0833	0,0032
10	so, Röttone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0050	0,0026	0,0946	0,0037
11	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0050	< 0,001	0,0021	0,1540	0,0084
12	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0009	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0018	0,0038	0,1108	0,0069
13	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0120	n.g.	< 0,0006	0,0094	0,0217	0,0117	0,0211	0,1158	0,1245
14	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,0008	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0013	0,1669	0,0055
15	mo2, Mergel/Tone an d. Basis	< 0,0006	n.g.	0,0009	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0019	0,1244	0,0092
16	mo2, Tonhorizonte	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	0,0017	0,0032	< 0,001	0,0015	0,1880	0,0092
17	mo2, Tonhorizonte	0,0035	0,0168	< 0,0006	< 0,0015	0,0046	< 0,001	0,0024	0,2069	0,0109
18	mo2, Tonhorizonte	0,0217	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,2056	0,0248
19	mo2, Tonhorizonte	0,0013	< 0,0045	0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0017	0,0013	0,1870	0,0408
20	mo2, Tonhorizonte	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0023	0,2223	0,0078
21	mo2, Tonhorizonte	0,0014	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0026	0,0010	0,0018	0,1950	0,0072
22	mo2, Tonhorizonte	0,0013	0,1580	0,0007	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1934	0,0129
23	mo2, Tonhorizonte	0,0019	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,1776	0,0181
24	mo2, Tonhorizonte	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0015	0,2150	0,0086
25	mo2, Tonhorizonte	0,0011	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,2067	0,0074
26	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0014	< 0,001	0,1616	0,0075
27	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1873	0,0070
28	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0022	0,0017	0,0020	0,1599	0,0077
29	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0012	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0046	0,0010	0,0024	0,1528	0,0054
30	mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,0007	n.g.	0,0007	0,2918	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1429	0,0059
31	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0016	0,2178	0,0056
32	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1832	0,0043
33	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0013	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0031	< 0,001	0,0012	0,2267	0,0056
34	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0008	n.g.	< 0,0006	0,0728	0,0037	0,0012	< 0,001	0,2272	0,0053
35	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0058	< 0,001	0,0051	0,4731	0,0122
36	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	0,0495	< 0,0006	< 0,0015	0,0043	< 0,001	< 0,001	0,2054	0,0082
37	ku Basis, Vitriolschiefer	0,0008	n.g.	< 0,0006	0,8242	0,0038	0,0014	< 0,001	0,2133	0,0051
38	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0027	< 0,001	< 0,001	0,2016	0,0038
39	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0038	0,0013	0,0017	0,1980	0,0069
40	ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0006	0,0118	0,0008	< 0,0015	0,0031	< 0,001	< 0,001	0,1340	0,0034
41	ku, Estherienschichten	< 0,0006	n.g.	0,0013	0,4337	< 0,002	< 0,001	0,0031	0,1110	0,0198
42	ku, Estherienschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0031	< 0,001	0,0019	0,1048	0,0374
43	ku, Estherienschichten	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	0,4412	< 0,002	< 0,001	0,0026	0,1230	0,0188
44	ku, Estherienschichten	0,0046	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1769	0,0217
45	ku, Estherienschichten	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
46	km1, Grundgipsschichten	0,0312	< 0,0045	0,0319	0,0787	0,1140	0,1827	0,2859	0,1500	0,5943
47	km1, Grundgipsschichten	0,0243	n.g.	0,0024	< 0,0015	< 0,002	0,5938	< 0,001	0,4273	< 0,001
48	km1, Grundgipsschichten	0,0243	n.g.	0,0066	0,0220	0,0892	0,0862	0,1396	0,0689	0,3214
49	km1, Grundgipsschichten	0,0139	n.g.	0,0079	0,0289	0,0419	0,0509	0,0819	0,1942	0,1578
50	km1, Grundgipsschichten	0,0180	n.g.	0,0094	0,0284	0,0532	0,0629	0,1101	0,1193	0,1731
51	km1, Grundgipsschichten	0,0249	n.g.	0,0201	0,0467	0,0874	0,1115	0,2065	0,1598	0,4675
52	km1, Grundgipsschichten	0,0486	n.g.	0,0486	0,1221	0,1742	0,2724	0,4345	0,2266	0,7488
53	km1, Grundgipsschichten	0,0179	n.g.	0,0069	0,0205	0,0510	0,0884	0,1164	0,0723	0,1787
54	km1, Grundgipsschichten	0,0112	n.g.	0,0069	0,0168	0,0358	0,0391	0,0710	0,0654	0,2480
55	km1, Grundgipsschichten	0,0133	n.g.	0,0058	0,0166	0,0399	0,0681	0,1001	0,5814	0,1568
56	km1, Bochinger Horizont	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
57	km1, Bochinger Horizont	0,0063	0,0079	0,0015	< 0,0015	0,0028	0,0040	0,0064	0,0860	0,0145
58	km1, Bochinger Horizont	0,0007	n.g.	0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0015	0,0052	0,1227	0,0314
59	km1, Bochinger Horizont	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
60	km1, Bochinger Horizont	0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0032	0,0014	0,0036	0,1151	0,0388
61	km1, Bochinger Horizont	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0048	0,1048	0,0407
62	km1, Dunkelrote Mergel	n.g.	0,0148	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
63	km1, Dunkelrote Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0028	0,0029	0,0015	< 0,001	0,0877	0,0391
64	km1, Dunkelrote Mergel	< 0,0006	n.g.	0,0008	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,0474	0,0099
65	km1, Dunkelrote Mergel	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0021	0,1046	0,0387
66	km1, Dunkelrote Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	0,0015	0,0027	0,0970	0,0385
67	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,0091	n.g.	0,0010	0,0035	0,0176	0,0174	0,0409	< 0,001	0,0999
68	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,0041	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	< 0,001	< 0,001
69	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,0078	0,0128	0,0024	0,0120	0,0370	0,0316	0,0739	0,0125	0,2671
70	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,0098	n.g.	< 0,0006	0,0084	0,0244	0,0455	0,0499	0,0102	0,1634
71	km1, Mittlerer Gipshorizont	0,0017	n.g.	0,0034	0,0094	0,0277	0,0310	0,0425	0,0171	0,2268
72	km1, Estherienschichten	n.g.	< 0,0045	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
73	km1, Estherienschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0017	0,0062	0,0982	0,0601
74	km1, Estherienschichten	n.g.	< 0,0045	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
75	km1, Estherienschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0015	< 0,002	0,0021	< 0,001	0,0906	0,0493
76	km1, Estherienschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0022	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,0877	0,1288
77	km1, Estherienschichten	0,0014	n.g.	0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0024	0,1282	0,0940

ID	Geologische Formation	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu	B	Ba
78	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,0111	n.g.	< 0,0006	0,0015	0,0029	0,0018	0,0028	0,1253	0,0232
79	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,0020	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0055	0,0011	0,0019	0,1308	0,0183
80	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0029	0,1248	0,0565
81	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0072	0,0011	< 0,001	0,1512	0,0244
82	km2, dunkle Tonst. i. Schilfsst.	0,0019	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0208	< 0,001	0,0033	0,1637	0,0585
EP14	Schilfsandstein	0,0007	< 0,0045	< 0,0006	0,0016	< 0,002	0,0038	0,0012	0,1400	0,0020
EP13	Schilfsandstein	0,0026	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0018	< 0,001	0,1299	0,0031
EP12	Schilfsandstein	0,0008	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0013	< 0,001	0,0897	0,0073
83	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	< 0,0006	0,0513	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0021	0,0021	0,1494	0,0504
84	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0025	0,0018	0,0812	0,0152
85	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0015	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0022	0,0020	0,0029	0,0603	0,0529
86	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0017	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	0,0027	0,0020	0,1961	0,0601
87	km2, Dunkle Mergel d. ob. km2	0,0021	n.g.	< 0,0006	0,0017	0,0031	< 0,001	< 0,001	0,0600	0,0611
88	km3u, Rote Wand	0,0023	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0018	0,0926	0,0589
89	km3u, Rote Wand	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	0,0019	0,0023	0,0074	0,0021	0,1125	0,0727
90	km3u, Rote Wand	0,0021	n.g.	< 0,0006	0,0017	< 0,002	0,0042	0,0016	0,1095	0,0660
91	km3u, Rote Wand	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0024	0,0028	0,0019	0,0017	0,1104	0,0465
92	km3u, Rote Wand	0,0023	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1108	0,0449
93	km3u, Rote Wand	0,0007	0,0050	< 0,0006	< 0,0015	0,0020	< 0,001	< 0,001	0,0991	0,0558
EP10	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0018	< 0,002	0,0024	< 0,001	0,2035	0,0720
EP9	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,0006	0,0101	< 0,0006	< 0,0015	0,0179	0,0061	0,0037	0,1893	0,4588
EP8	km3u, Untere Bunte Mergel	0,0025	n.g.	0,0015	< 0,0015	0,0405	0,0055	0,0136	0,1547	0,4378
EP7	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1189	0,0123
EP6	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0037	0,0018	< 0,001	0,1632	0,0333
EP5	km3u, Untere Bunte Mergel	< 0,0006	0,0927	< 0,0006	0,0017	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1461	0,1298
DP1	km3l, Lehrbergschichten	0,0019	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0020	0,0012	0,0626	0,0673
94	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0007	0,0060	< 0,0006	0,0022	< 0,002	< 0,001	0,0010	0,1145	0,0772
95	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0024	0,0071	0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	0,0032	0,1136	0,0684
96	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0016	< 0,001	0,1527	0,0885
97	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0062	0,0020	0,1224	0,0895
98	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0155	n.g.	0,0051	< 0,0015	< 0,002	0,0124	0,0013	0,0555	0,0444
99	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0010	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0028	0,0024	0,0014	0,1414	0,1311
100	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0062	< 0,0045	< 0,0006	0,0024	0,0042	0,0026	0,0021	0,1424	0,0835
101	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0018	< 0,002	0,0013	< 0,001	0,1332	0,1043
102	km3o, Obere Bunte Mergel	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0015	< 0,001	0,1428	0,2773
103	km3o, Obere Bunte Mergel	< 0,0006	n.g.	0,0007	< 0,0015	< 0,002	0,0040	0,0016	0,1194	0,1244
P19	km4, Stubensst, Sandstein	0,0047	n.g.	< 0,0006	0,0027	0,0048	0,0017	< 0,001	0,1246	0,0406
P18	km4, Stubensst, Tonstein	0,0155	n.g.	0,0007	< 0,0015	0,0022	0,0098	< 0,001	0,4125	0,0078
P17	km4, Stubensst, ton. Sandstein	0,0015	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0039	< 0,001	0,0014	0,3991	0,0212
P1	km4, ob. Stubensandst.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
P16	km5, Knollenmergel	0,0134	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0034	0,0048	0,0027	0,6281	0,0146
P15	km5, Knollenmergel	0,0030	n.g.	0,0007	< 0,0015	< 0,002	0,0018	0,0015	0,6966	0,0049
P14	km5, Knollenmergel	0,0035	0,0060	< 0,0006	0,0021	< 0,002	0,0019	0,0045	0,7845	0,1114
P13	km5, Knollenmergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,6110	0,1156
P12	km5, Knollenmergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,6670	0,0301
P10	km5, Knollenmergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0016	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,8367	0,0233
P7	km5, Knollenmergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0016	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,6775	0,1933
P11	km5, Knollenmergel	< 0,0006	n.g.	0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,6377	0,0410
P8	ko, Rhät-Tonstein	0,0008	n.g.	< 0,0006	0,0036	< 0,002	< 0,001	0,0036	0,5976	0,0145
P9	sj alpha1, Psilonotenkalk	0,0081	0,0071	0,0011	0,0045	0,0033	< 0,001	< 0,001	0,1403	0,0162
P6	sj alpha1, Psilonotenkalk	0,0008	0,0131	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0060	0,0959	0,0129
P5	sj alpha1, Psilonotentone	0,0025	n.g.	0,0010	< 0,0015	0,0036	0,0015	0,0024	0,2585	0,0105
104	sj alpha1, Psilonotentone	< 0,0006	0,0864	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0020	0,0034	0,1343	0,0127
105	sj alpha1, Psilonotentone	0,0008	0,0131	0,0010	< 0,0015	0,0022	0,0016	0,0027	0,2279	0,0084
106	sj alpha1, Psilonotentone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0022	< 0,001	0,1264	0,0034
107	sj alpha1, Psilonotentone	0,0054	n.g.	< 0,0006	0,0033	0,0022	< 0,001	0,0047	0,1377	0,0042
108	sj alpha1, Psilonotentone	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
P4	sj alpha2, Angulatensandstein	0,0046	n.g.	0,0018	0,0092	0,0304	0,0013	0,0272	0,0489	0,1185
P3	sj alpha2, Angulatentonstein	0,0039	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1338	0,0251
P2	sj alpha2, Angulatensandstein	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,1267	0,0135
109	sj beta, unt. Schwarzjuratone	0,0010	n.g.	< 0,0006	0,0028	0,0046	0,0096	< 0,001	0,1223	0,0048
110	sj beta, unt. Schwarzjuratone	0,0008	0,0131	< 0,0006	< 0,0015	0,0041	0,0016	0,0029	0,1357	0,0049
111	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0021	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0134	< 0,001	< 0,001	0,2824	0,0220
112	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0065	0,0016	0,0034	0,2989	0,0128
113	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	< 0,0006	0,0070	0,0009	< 0,0015	0,0030	< 0,001	0,0030	0,3635	0,0281
114	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0037	n.g.	< 0,0006	0,0026	0,0036	< 0,001	0,0033	0,2802	0,0188
115	sj gamma, unt. Schwarzjuramergel	0,0014	< 0,0045	< 0,0006	0,0027	0,0035	< 0,001	0,0010	0,2696	0,0268
116	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0157	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	0,0031	0,0036	0,1171	0,0066
117	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0011	n.g.	< 0,0006	0,0013	0,0022	0,0044	0,0038	0,1500	0,0046
118	sj delta, ob. Schwarzjuratone	0,0013	0,0070	< 0,0006	0,0016	< 0,002	0,0012	0,0032	0,0942	0,0095
119	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0201	n.g.	0,0112	0,0293	0,0880	0,0574	0,0983	0,1349	0,4498
120	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0169	n.g.	0,0162	0,0458	0,0635	0,0708	0,0988	0,1536	0,2731
121	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0116	n.g.	0,0007	0,0102	0,0399	0,0223	0,0394	0,1131	0,2726
122	sj epsilon1, Seegrasschiefer	< 0,0006	< 0,0045	0,0009	0,0025	0,0154	0,0018	0,0046	0,1771	0,0312
123	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0027	0,0191	< 0,0006	0,0030	0,0666	0,0060	0,0104	0,1434	0,2617
124	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0107	n.g.	0,0019	0,0430	0,1464	< 0,001	< 0,001	0,0651	0,0530
125	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0318	n.g.	0,0247	0,0715	0,2342	0,0981	0,1698	0,1649	0,5786
126	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0181	n.g.	0,0141	0,0375	0,0853	0,0684	0,1130	0,1553	0,4730
127	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0172	n.g.	0,0191	0,0562	0,2305	0,1419	0,1267	0,1331	0,3879
128	sj epsilon1, Seegrasschiefer	0,0187	n.g.	0,0074	0,0310	0,0819	0,1188	0,0981	0,1256	0,4993

ID	Geologische Formation	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu	B	Ba
129	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,0006	n.g.	0,0102	0,0336	0,0163	0,0365	0,0082	0,1112	0,0486
130	sj epsilon2, Tonmergel	0,0057	n.g.	0,0061	< 0,0015	0,0289	< 0,001	0,0054	0,0192	0,0221
131	sj epsilon2, Tonmergel	0,0113	n.g.	< 0,0006	0,0323	0,0443	0,0093	0,0038	0,0613	0,0501
132	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0075	0,0265	< 0,001	< 0,001	0,1779	0,0507
133	sj epsilon2, Tonmergel	< 0,0006	n.g.	0,0097	0,0044	0,0321	0,0629	0,0244	0,0767	0,0549
134	sj epsilon2, Tonmergel	0,0027	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0167	0,0172	0,0043	0,0605	0,0402
135	sj epsilon2, Tonmergel	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0129	< 0,001	< 0,001	0,0580	0,0412
136	sj epsilon2, Tonmergel	0,0013	0,0100	0,0026	0,0037	0,0312	0,0020	0,0025	0,1554	0,2954
137	sj epsilon2, Tonmergel	0,0082	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0230	0,0134	0,0123	0,1574	0,5181
138	sj epsilon2, Tonmergel	0,0088	< 0,0045	0,0036	0,0129	0,0408	0,0299	0,0279	0,1402	0,4430
139	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0046	< 0,0045	0,0017	0,0076	0,0233	0,0138	0,0129	0,1606	0,3084
140	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0029	n.g.	0,0020	0,0037	0,0136	0,0053	0,0051	0,1161	0,4028
141	sj epsilon2, Stinkkalke	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0051	0,1134	0,0276
142	sj epsilon2, Stinkkalke	0,0051	n.g.	< 0,0006	0,0019	0,0013	< 0,001	0,0025	0,0808	0,0304
143	sj epsilon2, Stinkkalke	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0232	< 0,001	0,0099	0,1500	0,3571
144	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0171	n.g.	0,0196	0,0593	0,1088	0,0836	0,0921	0,1111	0,4253
145	sj epsilon3, Wilde Schiefer	< 0,0006	< 0,0045	< 0,0006	0,0020	0,0254	0,0014	0,0027	0,1491	0,0410
146	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0010	0,0052	0,0021	0,0144	0,1211	0,0016	< 0,001	0,1631	0,0447
147	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0032	n.g.	0,0008	0,0082	0,0260	0,0048	0,0050	0,0993	0,0393
148	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0129	n.g.	< 0,0006	0,0109	0,0544	0,0448	0,0216	0,0458	0,0438
149	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0278	< 0,0045	0,0057	0,0520	0,0949	0,0694	0,0271	0,0771	0,0959
150	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0048	< 0,0045	< 0,0006	0,0019	0,0361	0,0013	< 0,001	0,0457	0,0207
151	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0094	0,0048	0,0041	0,0153	0,1043	0,0308	0,0450	0,1062	0,3766
152	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0144	n.g.	0,0098	0,0296	0,0786	0,0478	0,0746	0,1277	0,3565
153	sj epsilon3, Wilde Schiefer	0,0148	n.g.	0,0186	0,0445	0,0882	0,0674	0,1038	0,1061	0,4147
154	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0095	0,0115	0,0047	0,0038	0,0173	0,0017	0,0077	0,2263	0,3769
155	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0126	n.g.	0,0025	0,0046	0,0380	0,0127	0,0237	0,0979	0,5411
156	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0030	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0507	< 0,001	0,0068	0,1979	0,0373
157	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0022	n.g.	< 0,0006	0,0021	0,0074	0,0014	0,0067	0,0997	0,0654
158	sj zeta, ob. Schwarzjuramergel	0,0014	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0070	< 0,001	0,0033	0,1472	0,0412
159	bj alpha, Opalinuston	0,0031	< 0,0045	< 0,0006	0,0019	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,7478	0,0170
160	bj alpha, Opalinuston	0,0039	n.g.	0,0010	< 0,0015	0,0021	0,0018	0,0048	0,7000	0,0395
161	bj alpha, Opalinuston	0,0021	n.g.	< 0,0006	0,3257	< 0,002	< 0,001	0,0031	0,8518	0,0148
162	bj alpha, Opalinuston	0,0009	0,0078	< 0,0006	< 0,0015	0,0044	0,0012	0,0015	0,7554	0,0099
163	bj alpha, Opalinuston	0,0031	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	0,0032	0,9818	0,0148
164	bj alpha, Opalinuston	0,0029	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,8144	0,0148
165	bj alpha, Opalinuston	0,0018	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0025	< 0,001	0,0010	0,7042	0,0143
166	bj alpha, Opalinuston	0,0029	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,7091	0,0127
167	bj alpha, Opalinuston	0,0014	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0022	0,7171	0,0158
168	bj alpha, Opalinuston	0,0017	0,0127	< 0,0006	< 0,0015	0,0026	< 0,001	0,0021	0,8739	0,0180
169	bj alpha, Opalinuston	0,0118	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,8471	0,0118
170	bj alpha, Opalinuston	0,0027	n.g.	0,0014	< 0,0015	0,0041	0,0022	0,0029	0,8561	0,0204
171	bj alpha, Opalinuston	0,0013	n.g.	0,0008	0,0020	0,0061	0,0013	0,0026	0,9067	0,0193
172	bj alpha, Opalinuston	0,0013	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	< 0,001	< 0,001	0,9334	0,0225
173	bj alpha, Opalinuston	0,0026	n.g.	< 0,0006	0,0016	0,0043	0,0011	0,0025	0,8812	0,0155
3124	bj beta; Zopfplatten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,3787	0,0266
3125	bj beta; Zopfplatten	0,0030	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0044	< 0,001	0,0023	0,2711	0,0308
3179	bj beta; Zopfplatten	0,0006	0,0161	< 0,0006	0,0029	0,0029	0,0012	0,0038	0,4205	0,0053
3258	bj beta; Zopfplatten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	< 0,001	0,0017	0,3819	0,0316
3257	bj beta; Zopfplatten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0013	0,2450	0,0283
3172	bj beta; Tolutariazone	0,0018	< 0,0045	0,0008	0,0030	0,0028	0,0021	0,0025	0,4613	0,0047
3171	bj beta; Tolutariazone	0,0012	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0020	0,4221	0,0048
3253	bj beta; Tolutariazone	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,2357	0,0026
3252	bj beta; Tolutariazone	< 0,0006	n.g.	0,0007	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0013	0,2370	0,0052
3165	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	< 0,001	0,0012	0,0453	0,0058
3164	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0016	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0016	< 0,001	0,0312	0,0029
3163	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0029	0,0014	0,0022	0,0526	0,0034
3162	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0020	0,0025	0,0022	0,1657	0,0029
3161	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0029	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,0791	0,0025
3160	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0012	n.g.	< 0,0006	0,0048	0,0029	< 0,001	0,0044	0,1127	0,0108
3243	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0036	0,0031	< 0,001	0,0033	0,1001	0,0157
3242	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0010	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	< 0,001	0,0012	0,0626	0,0075
3241	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0012	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0026	< 0,001	0,0036	0,0484	0,0040
3240	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1282	0,0082
3348	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0023	n.g.	< 0,0006	0,0031	0,0057	< 0,001	0,0027	0,0846	0,0097
3347	bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,0044	0,0182	0,0011	0,0637	0,1299	0,0013	0,0048	0,1583	0,0178
3156	bj beta; Personatensandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0027	0,0101	< 0,001	0,0031	0,0829	0,0158
3155	bj beta; Personatensandstein	0,0027	n.g.	< 0,0006	0,0052	0,0108	< 0,001	0,0038	0,0638	0,0121
3154	bj beta; Personatensandstein	0,0036	n.g.	0,0007	< 0,0015	0,0023	< 0,001	0,0034	0,0660	0,0145
3238	bj beta; Personatensandstein	0,0022	n.g.	< 0,0006	0,0030	< 0,002	< 0,001	0,0023	0,0531	0,0245
3237	bj beta; Personatensandstein	0,0023	n.g.	0,0016	0,0039	0,0059	0,0025	0,0027	0,0873	0,0119
3341	bj beta; Personatensandstein	0,0010	n.g.	< 0,0006	0,0039	0,0043	0,0016	0,0056	0,0921	0,0231
3148	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,0543	0,0056
3147	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0511	n.g.	0,0012	0,7853	1,2982	0,0013	0,0182	0,1954	0,0357
3146	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0144	0,0200	< 0,001	0,0045	0,0575	0,0119
3145	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3144	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3143	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0150	0,0105	< 0,001	< 0,001	0,1368	0,0040
3232	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0038	n.g.	< 0,0006	0,0132	0,0231	0,0028	< 0,001	0,1518	0,0108
3231	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0093	0,0147	0,0012	0,0870	0,0552	0,0021	0,0084	0,1160	0,0078
3230	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0037	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,0779	0,0167
3229	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0023	0,0049	< 0,001	< 0,001	0,3169	0,0166
3228	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0044	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0034	0,1849	0,0206
3227	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0020	< 0,001	0,0014	0,2136	0,0084
3332	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0017	n.g.	0,0007	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,1523	0,0090
3331	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,0008	n.g.	< 0,0006	0,0019	< 0,002	0,0033	< 0,001	0,2651	0,0035
3330	bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0017	< 0,002	0,0013	< 0,001	0,1421	0,0205

ID	Geologische Formation	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu	B	Ba
3142	bj gamma; Wedelsandstein	0,0080	n.g.	< 0,0006	0,0030	0,0021	0,0018	0,0029	0,2468	0,0078
3141	bj gamma; Wedelsandstein	0,0254	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0067	< 0,001	0,0039	0,3577	0,0316
3140	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0027	0,0032	< 0,001	0,0019	0,4207	0,0234
3139	bj gamma; Wedelsandstein	0,0014	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0127	0,0011	0,0034	0,3506	0,0163
3138	bj gamma; Wedelsandstein	0,0008	n.g.	0,0015	< 0,0015	0,0023	< 0,001	0,0023	0,2255	0,0240
3226	bj gamma; Wedelsandstein	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	< 0,001	< 0,001	0,3497	0,0225
3225	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	0,0006	0,0028	0,0020	0,0018	0,0030	0,3806	0,0154
3224	bj gamma; Wedelsandstein	0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0046	< 0,002	< 0,001	0,0014	0,4472	0,0201
3223	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0024	< 0,002	< 0,001	0,0038	0,4692	0,0171
3222	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,4493	0,0373
3221	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0025	0,0029	0,0029	0,0017	0,3125	0,0073
3220	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0016	0,2185	0,0365
3219	bj gamma; Wedelsandstein	0,0017	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0045	< 0,001	0,0023	0,2744	0,0327
3218	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0027	0,0013	0,0019	0,1277	0,0305
3217	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0031	< 0,001	< 0,001	0,4512	0,0196
3216	bj gamma; Wedelsandstein	0,0023	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	< 0,001	< 0,001	0,3640	0,0155
3329	bj gamma; Wedelsandstein	0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0018	0,0043	0,0013	< 0,001	0,1372	0,0070
3328	bj gamma; Wedelsandstein	0,0008	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0016	0,2732	0,0064
3327	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0020	0,0027	0,0014	0,0016	0,2853	0,0091
3326	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0049	< 0,002	< 0,001	0,0022	0,2697	0,0109
3325	bj gamma; Wedelsandstein	0,0012	< 0,0045	< 0,0006	0,0015	0,0025	0,0013	< 0,001	0,2492	0,0130
3324	bj gamma; Wedelsandstein	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0021	0,0027	0,4021	0,0262
3323	bj gamma; Wedelsandstein	0,0013	n.g.	0,0009	< 0,0015	0,0038	< 0,001	0,0028	0,3498	0,0181
3322	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0035	< 0,001	< 0,001	0,3111	0,0078
3321	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	< 0,001	0,3230	0,0068
3320	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0019	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,3126	0,0116
3319	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0013	0,1705	0,0104
3318	bj gamma; Wedelsandstein	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0025	< 0,001	0,0016	0,2568	0,0052
3317	bj gamma; Wedelsandstein	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,3300	0,0051
3137	bj delta; Dorsetensienbank	0,0025	n.g.	0,0012	< 0,0015	0,0026	< 0,001	0,0024	0,2800	0,0326
3315	bj delta; Dorsetensienbank	0,0027	n.g.	< 0,0006	0,0026	0,0039	0,0015	0,0025	0,6324	0,0357
3314	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3313	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3312	bj delta; Dorsetensienbank	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3311	bj delta; Dorsetensienbank	0,0034	n.g.	< 0,0006	0,0022	< 0,002	< 0,001	0,0018	0,4303	0,0203
3310	bj delta; Dorsetensienbank	0,0019	n.g.	0,0007	< 0,0015	0,0035	< 0,001	0,0023	0,5022	0,0071
3309	bj delta; Dorsetensienbank	< 0,0006	n.g.	0,0007	0,0029	< 0,002	< 0,001	0,0036	0,3539	0,0069
3136	bj delta; Humphriesi-Oolith	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3215	bj delta; Humphriesi-Oolith	0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0018	< 0,002	< 0,001	0,0046	0,3662	0,0184
3214	bj delta; Humphriesi-Oolith	< 0,0006	0,0156	< 0,0006	< 0,0015	0,0054	< 0,001	< 0,001	0,6136	0,0117
3213	bj delta; Humphriesi-Oolith	< 0,0006	n.g.	0,0009	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0078	0,7586	0,0141
3308	bj delta; Humphriesi-Oolith	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0025	0,0018	0,0021	0,4847	0,0043
3212	bj delta; Coronatenschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0035	0,0040	0,0013	0,0029	0,4939	0,0105
3211	bj delta; Coronatenschichten	0,0009	n.g.	< 0,0006	0,0024	< 0,002	0,0010	0,0047	0,7147	0,0098
3210	bj delta; Coronatenschichten	< 0,0006	0,0143	< 0,0006	< 0,0015	0,0053	0,0016	< 0,001	0,7039	0,0091
3209	bj delta; Coronatenschichten	0,0019	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	< 0,001	0,0019	0,7884	0,0106
3208	bj delta; Coronatenschichten	0,0015	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0015	0,0043	0,3648	0,0067
3207	bj delta; Coronatenschichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0017	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,3484	0,0044
3135	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,3958	0,0072
3134	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0024	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0049	< 0,001	0,0018	0,4323	0,0195
3133	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0009	n.g.	0,0010	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,6999	0,0073
3132	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0043	n.g.	< 0,0006	0,0015	0,0030	0,0017	0,0021	0,6216	0,0152
3131	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0008	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0015	0,7924	0,0257
3130	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0042	< 0,001	< 0,001	0,9211	0,0148
3307	bj delta; Blagdeni-Schichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	0,0016	0,7350	0,0069
3306	bj delta; Blagdeni-Schichten	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0033	< 0,001	0,0019	0,7089	0,0102
3305	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0008	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0015	0,8442	0,0195
3304	bj delta; Blagdeni-Schichten	0,0022	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0054	< 0,001	0,0022	0,7904	0,0104
3129	bj delta; Subfurcatus-Oolith	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3206	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0075	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0057	0,0011	0,0074	0,7767	0,0093
3303	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0133	0,0096	0,0009	0,0036	0,0039	< 0,001	0,0024	0,9333	0,0225
3302	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0166	n.g.	0,0010	0,0019	0,0043	< 0,001	0,0084	0,7232	0,0102
3301	bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,0051	n.g.	< 0,0006	0,0019	0,0056	< 0,001	< 0,001	0,7783	0,0104
3128	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	0,0014	< 0,0015	0,0039	0,0046	< 0,001	0,8291	0,0061
3127	bj delta; Hamitenton	0,0009	n.g.	0,0007	0,0019	0,0025	< 0,001	0,0033	0,8376	0,0104
3126	bj delta; Hamitenton	0,0023	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0206	< 0,001	0,0032	0,6858	0,0106
3205	bj delta; Hamitenton	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0043	< 0,001	0,0012	0,8030	0,0048
3204	bj delta; Hamitenton	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0029	< 0,001	0,0012	0,7363	0,0043
3203	bj delta; Hamitenton	0,0139	n.g.	0,0006	< 0,0015	0,0034	0,0020	0,0017	0,8427	0,0057
3202	bj delta; Hamitenton	0,0019	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0027	0,8229	0,0078
3201	bj delta; Hamitenton	0,0016	n.g.	0,0007	< 0,0015	0,0050	< 0,001	0,0028	0,9527	0,0072
3200	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,8825	0,0031
3199	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	0,0007	< 0,0015	0,0118	< 0,001	0,0068	1,9154	0,0126
3198	bj delta; Hamitenton	0,0022	n.g.	< 0,0006	0,0041	0,0099	< 0,001	0,0025	1,0125	0,0077
3300	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,7643	0,0053
3299	bj delta; Hamitenton	0,0087	0,0132	< 0,0006	< 0,0015	0,0023	< 0,001	< 0,001	0,8868	0,0093
3298	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	0,0017	0,7741	0,0046
3297	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,7706	0,0034
3296	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	0,0146	< 0,0006	< 0,0015	0,0024	< 0,001	0,0018	0,8556	0,0068
3295	bj delta; Hamitenton	0,0023	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0049	0,7502	0,0053
3294	bj delta; Hamitenton	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,7601	0,0027
3293	bj delta; Hamitenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,8578	0,0051
3292	bj delta; Parkinsoni-Oolith	0,0021	n.g.	< 0,0006	0,0100	0,0244	< 0,001	0,0019	0,4693	0,0063
3291	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0039	< 0,001	< 0,001	1,1553	0,0077
3290	bj epsilon; Obere Braunjuratone	< 0,0006	n.g.	0,0012	< 0,0015	< 0,002	0,0017	0,0033	1,0700	0,0057
3289	bj epsilon; Obere Braunjuratone	< 0,0006	0,0132	< 0,0006	0,0036	0,0154	< 0,001	0,0023	0,6306	0,0082
3288	bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,0024	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0042	< 0,001	0,0038	0,9133	0,0233
3197	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	0,0054	0,0052	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0014	0,0011	0,5905	0,0129
3196	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0016	1,1304	0,0060
3287	bj zeta; Macrocephalus-Oolith	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0026	< 0,001	0,0021	0,5989	0,0021

ID	Geologische Formation	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	Cu	B	Ba
3195	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	1,1059	0,0074
3194	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0022	0,0057	< 0,001	0,0027	0,8740	0,0131
3193	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0027	< 0,001	0,0016	0,8114	0,0058
3192	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0026	0,8134	0,0069
3191	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0032	< 0,001	0,0072	0,9981	0,0066
3190	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,8950	0,0324
3189	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0011	0,0028	0,9870	0,0054
3188	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	1,0804	0,0080
3187	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0014	0,9212	0,0106
3186	bj zeta; Ornatenton	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.
3286	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0029	< 0,001	0,0023	0,8339	0,0067
3285	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0041	< 0,001	0,0013	0,8318	0,0047
3284	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0018	< 0,002	< 0,001	0,0017	0,8635	0,0054
3283	bj zeta; Ornatenton	0,0008	< 0,0045	< 0,0006	0,0048	0,0064	< 0,001	0,0028	0,7883	0,0089
3282	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0017	< 0,002	< 0,001	0,0015	1,0469	0,0093
3281	bj zeta; Ornatenton	0,0044	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	1,2611	0,0540
3280	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0019	< 0,002	< 0,001	0,0039	1,1504	0,0078
3279	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0020	0,9989	0,0373
3278	bj zeta; Ornatenton	< 0,0006	n.g.	0,0007	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,8780	0,0399
3277	bj zeta; Ornatenton	0,0014	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0032	0,0017	0,0029	0,8920	0,0340
3276	bj zeta; Ornatenton	0,0011	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0045	< 0,001	< 0,001	1,0394	0,0232
3275	wj alpha; Grenzglaukonit	0,0036	n.g.	< 0,0006	0,0032	< 0,002	< 0,001	0,0031	0,9375	0,0541
3274	wj alpha; Grenzglaukonit	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0060	0,0020	< 0,001	0,9655	0,0746
3273	wj alpha; Grenzglaukonit	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0062	< 0,001	0,0111	0,7778	0,0200
174	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0032	< 0,001	0,0015	0,2266	0,0057
175	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0065	< 0,001	< 0,001	0,2271	0,0056
176	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0036	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0015	0,1799	0,0108
177	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0016	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1977	0,0098
178	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,2025	0,0070
179	wj alpha, unt. Weißjuramergel	0,0050	< 0,0045	< 0,0006	< 0,0015	0,0021	< 0,001	< 0,001	0,2704	0,0056
180	wj alpha, unt. Weißjuramergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1978	0,0061
181	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	0,0008	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1478	0,0022
182	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0030	0,0011	0,1407	0,0021
183	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	0,0110	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0011	0,1299	0,0026
184	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	0,0020	0,0037	< 0,001	0,0028	0,1533	0,0114
185	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0041	< 0,001	0,0012	0,1470	0,0039
186	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	0,0150	< 0,0006	< 0,0015	0,0027	< 0,001	< 0,001	0,1234	0,0020
187	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0013	< 0,001	0,0969	0,0033
188	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0026	0,1068	0,0021
189	ob. wj gamma, Mergel	0,0007	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,1499	0,0022
190	ob. wj gamma, Mergel	0,0009	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	0,0012	0,2080	0,0021
191	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001	< 0,001	0,2412	0,0030
192	ob. wj gamma, Mergel	< 0,0006	n.g.	< 0,0006	< 0,0015	0,0026	< 0,001	0,0024	0,1643	0,0034

Tab. 7.A5.: Ausgelaugter Gipskeuper - Gesamtgehalte (mg/kg):

ID	Geologische Formation	pH-Wert	Leitf. (µS/cm)	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO4
AP1	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,33		23780	1138	39259	26706	2570	27699	3390	11688
AP2	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,39		28581	837	18896	26900	2472	38318	5600	2597
AP3	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,38		31295	931	19391	29065	2126	40181	5508	6926
BP4	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,42		17287	552	31839	15421	2686	18129	4992	16544
BP5	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,21		25539	552	14349	20762	2076	25294	4219	69118
BP1	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,35		27879	571	20960	28338	4178	37552	5805	6985
BP2	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,42		46430	571	10831	38433	1585	54717	5498	7721
BP3	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,38		38375	**552**	8612	36061	1857	43307	4907	22794
CP1	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,41		17340	702	22846	19971	6093	24645	3749	12132
DP5	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,61		13555	931	41046	18124	14287	13819	7946	18750
Mittelwerte:	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,37		27885	969	25849	27557	2389	35399	4833	7071
	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,32		21413	552	23094	18091	2381	21712	4606	42831
	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,38		37561	571	13468	34277	2540	45192	5403	12500
	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,51		15447	816	31946	19048	10190	19232	5848	15441

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba
AP1	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	< 1,0	37,72	5,26	0,74	7,17	37,97	38,54	30,79	3,38	112,94
AP2	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	< 1,0	37,08	6,29	0,47	8,22	37,71	47,88	41,27	1,88	187,47
AP3	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	< 1,0	41,15	6,16	0,77	11,40	43,37	48,26	39,03	8,08	197,93
BP4	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	< 1,0	33,86	3,81	0,22	8,87	29,85	25,29	18,07	5,73	127,44
BP5	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	< 1,0	42,39	14,30	0,44	23,04	53,25	39,89	26,46	18,34	29,86
BP1	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	< 1,0	45,62	7,09	0,80	7,21	32,15	34,96	25,49	0,17	60,08
BP2	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	< 1,0	62,17	9,83	0,95	14,01	49,27	58,56	37,70	0,51	99,75
BP3	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	< 1,0	57,75	7,16	0,62	14,85	50,36	55,75	39,92	1,54	**2410**
CP1	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	< 1,0	59,84	7,07	1,65	8,51	28,80	21,70	16,65	22,91	149,20
DP5	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	< 1,0	34,91	4,61	0,57	5,73	14,86	16,16	17,26	5,34	118,04
Mittelwerte:	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	< 1,0	39	6	0,66	9	40	45	37	4,45	166
	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	< 1,0	38	9	0,33	16	42	33	22	12,03	79
	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	< 1,0	55	8	0,79	12	44	50	34	0,74	80
	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	< 1,0	47	6	1,11	7	22	19	17	14,13	134

Tab. 7.A6.: Ausgelaugter Gipskeuper - S4-Eluatgehalte (mg/l):

ID	Geologische Formation	pH-Wert	Leitf. (µS/cm)	Al	Na	Ca	Fe	Mn	K	Mg	SO4
AP1	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,33	204	< 0,005	1,83	1,57	< 0,005	0,0041	3,60	0,56	< 0,2
AP2	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,39	228	0,007	2,42	1,51	< 0,005	0,0016	4,72	0,63	24
AP3	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,38	221	0,012	2,49	1,45	< 0,005	0,0015	4,85	0,58	29
BP4	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,42	181	0,011	1,10	1,33	0,014	0,0034	3,37	0,89	19
BP5	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,21	376	< 0,005	1,52	2,63	< 0,005	0,0028	6,51	1,76	129
BP1	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,35	180	0,006	1,01	1,43	< 0,005	**0,0013**	3,07	0,72	10
BP2	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,42	162	0,006	0,80	1,08	< 0,005	< 0,0012	3,21	0,95	4
BP3	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,38	178	< 0,005	0,74	1,32	< 0,005	< 0,0012	2,72	0,95	18
CP1	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,41	187	< 0,005	1,06	1,34	< 0,005	0,0024	4,01	0,83	14
DP5	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,61	335	0,011	1,47	1,03	< 0,005	0,0045	9,84	2,16	42
Mittelwerte:	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	8,37	218	0,007	2,25	1,51	< 0,005	0,0024	4,39	0,59	18
	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	8,32	279	0,007	1,31	1,98	0,008	0,0031	4,94	1,32	74
	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	8,38	173	< 0,005	0,85	1,28	< 0,005	< 0,0012	3,00	0,87	11
	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	8,51	261	0,007	1,26	1,19	< 0,005	0,0034	6,92	1,50	28

ID	Geologische Formation	B	Zn	Pb	Cd	Co	Ni	Cr	V	Cu	Ba
AP1	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	0,17	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0042	< 0,001		< 0,001	0,036
AP2	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	0,20	< 0,0006		< 0,0006	**0,0016**	< 0,002	0,0022		< 0,001	0,123
AP3	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	0,21	**0,0010**		< 0,0006	< 0,0015	0,0021	0,0013		**0,004**	0,114
BP4	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	0,15	0,0006		< 0,0006	0,0029	0,0041	0,0012		0,0026	0,131
BP5	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	0,23	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	< 0,001		0,0016	0,010
BP1	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	0,13	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0040	< 0,001		< 0,001	0,012
BP2	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	0,18	< 0,0006		**0,0015**	< 0,0015	< 0,002	0,0012		0,0012	0,039
BP3	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	0,13	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0025	0,0017		0,0012	0,224
CP1	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	0,18	< 0,0006	0,019	< 0,0006	< 0,0015	0,0046	0,0052		0,0012	0,027
DP5	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	0,23	< 0,0006	0,019	< 0,0006	< 0,0015	< 0,002	0,0025		0,0012	0,089
Mittelwerte:	km1: Grundgips, ausgelaugter Gipskeuper	0,19	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0024	0,0014		< 0,001	0,091
	km1: Bochinger Horizont, ausgel. Gipsk.	0,19	< 0,0006		< 0,0006	0,0018	0,0025	< 0,001		0,0021	0,070
	km1: Dunkelrote Mergel, ausgel. Gipsk.	0,15	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0025	0,0012		< 0,001	0,092
	km1: Estherienschichten, ausgel. Gipsk.	0,21	< 0,0006		< 0,0006	< 0,0015	0,0028	0,0039		0,0012	0,058

Tab. 7.1.1.: Ergebnisse der Chlorid- (mg/l), pH- und Leitfähigkeitmessungen (LF [µS/cm]):

Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z-Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
pH: nicht unter 6,5 und nicht über 9,5	pH	Z 0 : 6,5 - 9 pH
	Z 0 : 5,5 - 8	Z 1.1 : 6,5 - 9
	Z 1.1 : 5,5 - 8	Z 1.2 : 6,0 - 12
LF: 2000 µS/cm	Z 1.2 : 5,0 - 9	Z 2 : 5,5 - 12

Geologische Formation	pH	LF	Cl^-
Untere Nachweisgrenze			1,8
so, Röttone	8,0 - 8,1	116	**19,3**
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	8,0 - 8,1	463	6,9
mo2, Tonhorizonte	8,0 - 8,2	**541**	2,8
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	8,2 - 8,3	**538**	4,1
ku Basis, Vitriolschiefer	8,2 - 8,3	325	< 1,8
ku, Estherienschichten	8,0 - 8,2	181	3,6
km1, Grundgipsschichten	7,7 - 7,9	**2092**	< 1,8
km1, Bochinger Horizont	8,3 - 8,5	260	< 1,8
km1, Dunkelrote Mergel	8,2 - 8,4	163	< 1,8
km1, Mittlerer Gipshorizont	7,6 - 8,0	**2162**	< 1,8
km1, Estherienschichten	8,0 - 8,6	220	9,3
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	7,4 - 7,9	89	< 1,8
km2, Schilfsandstein	8,6 - 8,7	121	< 1,8
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	7,9 - 8,4	136	< 1,8
km3u, Rote Wand	8,1 - 8,3	143	< 1,8
km3u, Untere Bunte Mergel	8,1 - 8,7	198	< 1,8
km3l, Lehrbergschichten	8,6	123	< 1,8
km3o, Obere Bunte Mergel	8,1 - 8,3	146	2,4
km4, Stubensandstein	7,8 - 8,5	194	< 1,8
km5, Knollenmergel	8,4 - 8,5	226	1,8
ko, Rhät-Tonstein	7,8 - 7,9	**740**	< 1,8
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	7,6 - 8,2	**620**	< 1,8
sj alpha1, Psilonotentone	7,1 - 8,1	46	2,5
sj alpha2, Angulatensandstein	7,3 - 8,3	220	2,2
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	8,1 - 8,2	430	< 1,8
sj beta, Untere Schwarzjuratone	7,2 - 7,6	59	2,4
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	7,9 - 8,1	**572**	2,9
sj delta, Obere Schwarzjuratone	8,0 - 8,2	186	< 1,8
sj epsilon1, Seegrasschiefer	7,3 - 7,7	**854**	< 1,8
sj epsilon2, Tonmergel	7,2 - 7,8	**740**	< 1,8
sj epsilon2, Stinkkalke	7,2 - 7,5	**682**	< 1,8
sj epsilon3, Wilde Schiefer	7,2 - 7,4	**902**	< 1,8
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	7,4 - 7,8	**522**	< 1,8
bj alpha, Opalinuston	7,9 - 8,0	**501**	< 1,8
bj beta; Zopfplatten	8,0 - 8,2	354	2,1
bj beta; Tolutariazone	8,1 - 8,2	291	< 1,8
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	**5,9** - 8,0	379	< 1,8
bj beta; Personatensandstein	7,6	**629**	< 1,8
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	7,6 - 7,9	**547**	2,1
bj gamma; Wedelsandstein	7,8 - 8,2	384	3,1
bj delta; Dorsetensienbank	7,9 - 8,1	**501**	2
bj delta; Humphriesi-Oolith	8,1	471	< 1,8
bj delta; Coronatenschichten	7,9 - 8,2	**564**	< 1,8
bj delta; Blagdeni-Schichten	8,1 - 8,2	492	< 1,8
bj delta; Subfurcatus-Oolith	7,8 - 8,1	**697**	< 1,8
bj delta; Hamitenton	7,7 - 8,1	479	< 1,8
bj delta; Parkinsoni-Oolith	7,8	471	< 1,8
bj epsilon; Obere Braunjuratone	7,9 - 8,0	**505**	< 1,8
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	8,1 - 8,3	406	< 1,8
bj zeta; Ornatenton	7,7 - 8,3	467	2,7
wj alpha; Grenzglaukonit	8,0 - 8,3	322	< 1,8
wj alpha, Untere Weißjuramergel	8,0 - 8,2	424	< 1,8
ob. wj gamma, Mergel	8,1 - 8,3	219	< 1,8

Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:

Z 0 : 500 µs/cm LF
Z 1.1 : 500 µs/cm
Z 1.2 : 1000 µs/cm
Z 2 : 1500 µs/cm

Grenzwert TrinkwV [1990]:
Chlorid

250 mg/l

Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
Chlorid

Z 0 / Z 1.1 : 10 mg/l
Z 1.2 : 20 mg/l
Z 2 : 30 mg/l

Tab. 7.2.1.: Durchschnittliche Aluminiumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
0,2 mg/l
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	1,0000							0,005						
so, Röttone	12263	10	12263	1804	10			0,130	10	0,539	1,030	8	0,130	0,182
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	10055	5	10055	1713	5			0,018	5	0,018	0,011	5		
mo2, Tonhorizonte	22220	10	22220	2947	10			0,013	10	0,013	0,005	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	12029	5	12029	2151	5			0,025	5	0,025	0,022	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	19221	10	19221	1264	10			0,007	10	0,008	0,005	10		
ku, Estherienschichten	18117	5	19553	3299	4	18117	871	0,027	4	0,118	0,183	3	0,027	0,017
km1, Grundgipsschichten	1833	10	2126	1098	9	1833	628	**0,281**	10	0,281	0,408	10		
km1, Bochinger Horizont	24599	6	21976	6666	5	24599	1984	0,017	3	0,017	0,004	3		
km1, Dunkelrote Mergel	39981	5	39981	4529	5			0,016	3	0,016	0,004	3		
km1, Mittlerer Gipshorizont	10513	5	10513	6752	5			< 0,005	5	0,024	0,048	4	0,003	0,000
km1, Estherienschichten	26454	6	26454	10144	6			0,012	4	0,012	0,005	4		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	20791	5	20791	2608	5			**0,783**	5	0,783	0,875	5		
km2, Schilfsandstein	14900	3	14900	6995	3			0,105	3	0,105	0,096	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	34706	5	33367	3093	4	34706	897	0,019	5	0,173	0,269	3	0,019	0,003
km3u, Rote Wand	44732	6	44732	5385	6			< 0,005	6					
km3u, Untere Bunte Mergel	25918	6	25918	4354	6			< 0,005	5					
km3l, Lehrbergschichten	26226	1	26226					0,012	1	0,012				
km3o, Obere Bunte Mergel	31899	10	31899	9028	10			0,008	10	0,010	0,011	9	0,008	0,007
km4, Stubensandstein	17622	4	17622	7518	4			0,028	3	2,718	4,659	2	0,028	0,026
km5, Knollenmergel	18630	8	18630	5582	8			0,035	8	0,772	1,704	5	0,035	0,041
ko, Rhät-Tonstein	9688	1	9688					0,006	1	0,006				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	2990	2	2990	529				0,014	2	0,014	0,016			
sj alpha1, Psilonotentone	20290	6	20290	4134	6			0,069	5	0,204	0,303	4	0,069	0,049
sj alpha2, Angulatensandstein	6069	2	6069	726				0,075	2	0,075	0,075			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	8967	1	8967					0,024	1	0,024				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	23046	2	23046	2012				0,163	2	0,163	0,106			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	11315	5	11315	3137	5			0,016	5	0,016	0,005	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	26765	3	26765	4325	3			0,034	3	0,034	0,021	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	15502	10	16570	3813	9	15502	1877	0,066	10	0,107	0,160	9	0,066	0,097
sj epsilon2, Tonmergel	15463	10	16321	3483	9	15463	2317	0,020	10	0,036	0,058	9	0,020	0,027
sj epsilon2, Stinkkalke	4591	5	4591	2568	5			0,018	5	0,018	0,010	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	11496	10	11890	1599	9	11496	1066	0,048	10	0,048	0,088	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	17971	5	17971	1208	5			0,008	5	0,169	0,359	4	0,008	0,004
bj alpha, Opalinuston	28326	15	28243	2265	13	28326	1106	0,015	15	0,015	0,008	15		
bj beta; Zopfplatten	6417	5	9944	8019	4	6417	1669	0,023	5	0,023	0,004	5		
bj beta; Tolutariazone	9685	4	9685	2250	4			0,025	4	0,025	0,004	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	4049	12	5397	5506	11	4049	3059	0,015	12	0,017	0,009	11	0,015	0,007
bj beta; Personatensandstein	2992	6	3878	2211	5	2992	474	0,015	6	0,015	0,008	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	2907	15	5187	6240	13	2907	1489	0,016	12	0,029	0,046	11	0,016	0,010
bj gamma; Wedelsandstein	6542	29	6542	2809	29			0,015	29	0,018	0,015	28	0,015	0,006
bj delta; Dorsetensienbank	4816	8	4816	1880	8			0,010	5	0,010	0,006	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	5074	5	5074	2990	5			0,013	4	0,013	0,012	4		
bj delta; Coronatenschichten	6731	6	6731	2227	6			0,015	6	0,015	0,005	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	9357	10	9357	2854	10			0,011	10	0,011	0,007	10		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	9428	5	9428	3127	5			0,017	4	0,017	0,005	4		
bj delta; Hamitenton	9359	19	9359	1921	19			0,014	18	0,014	0,006	18		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	6408	1	6408					0,014	1	0,014				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	14512	4	14512	2670	4			0,011	4	0,011	0,005	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	17241	3	17241	358	3			0,007	3	0,010	0,005	2	0,007	0,000
bj zeta; Ornatenton	14415	21	14415	4933	21			0,012	20	0,012	0,007	20		
wj alpha; Grenzglaukonit	13972	3	13972	8200	3			0,015	3	0,015	0,005	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	17450	7	17450	1698	7			0,006	7	0,010	0,010	6	0,006	0,004
ob. wj gamma, Mergel	7193	12	7193	2403	12			0,024	12	0,024	0,016	12		

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.2.: Durchschnittliche Natriumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
150 mg/l
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	1,0000							0,09						
so, Röttone	14	10	14	28	10			3,0	10	3,0	0,42	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	74	5	74	45	5			6,6	5	6,6	0,78	5		
mo2, Tonhorizonte	293	10	293	87	10			4,0	10	4,0	0,62	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	322	5	322	16	5			4,6	5	4,6	0,39	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	235	10	235	53	10			2,9	10	2,9	0,61	10		
ku, Estherienschichten	218	5	218	72	5			3,9	5	3,9	0,36	5		
km1, Grundgipsschichten	146	10	146	142	10			2,7	10	2,7	0,72	10		
km1, Bochinger Horizont	258	6	258	99	6			3,3	6	3,3	0,79	6		
km1, Dunkelrote Mergel	365	5	365	34	5			2,8	5	2,8	0,80	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	86	5	86	84	5			3,5	5	3,9	0,96	4	3,5	0,24
km1, Estherienschichten	216	6	216	43	6			3,0	6	3,0	1,31	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	70	5	70	88	5			3,0	5	3,0	0,52	5		
km2, Schilfsandstein	890	3	890	395	3			3,6	3	3,6	0,63	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	332	5	332	50	5			3,6	5	3,6	1,18	5		
km3u, Rote Wand	388	6	388	46	6			3,7	6	3,7	0,29	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	567	6	567	41	6			4,3	6	4,3	1,08	6		
km3l, Lehrbergschichten	776	1	776					3,8	1	3,8				
km3o, Obere Bunte Mergel	299	10	343	153	9	299	65	2,9	10	3,0	0,68	9	2,9	0,43
km4, Stubensandstein	580	4	580	273	4			19,1	4	19,1	9,91	4		
km5, Knollenmergel	679	8	679	179	8			28,9	8	28,9	9,55	8		
ko, Rhät-Tonstein	209	1	209					10,7	1	10,7				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	85	2	85	119				3,9	2	3,9	0,56			
sj alpha1, Psilonotentone	113	6	156	108	5	113	23	1,9	6	2,4	1,34	5	1,9	0,37
sj alpha2, Angulatensandstein	< 1,0							3,3	2	3,3	0,49			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	109	1	109					2,5	1	2,5				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	241	2	241	13				4,0	2	4,0	0,24			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	504	5	504	101	5			11,0	5	11,0	0,97	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	622	3	622	205	3			25,0	3	25,0	10,02	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	306	10	306	49	10			4,6	10	4,6	1,29	10		
sj epsilon2, Tonmergel	250	10	271	74	9	250	34	6,1	10	6,1	2,02	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	235	5	235	94	5			3,9	5	3,9	1,72	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	223	10	223	70	10			5,4	10	5,4	1,28	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	246	5	246	79	5			5,9	5	5,9	1,43	5		
bj alpha, Opalinuston	429	15	429	67	15			10,6	15	10,6	2,26	15		
bj beta; Zopfplatten	381	5	381	104	5			22,0	5	22,0	5,16	5		
bj beta; Tolutariazone	311	4	311	74	4			13,9	4	15,4	3,21	3	13,9	1,26
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	121	12	121	98	12			2,5	12	2,5	1,28	12		
bj beta; Personatensandstein	79	6	108	72	5	79	21	2,0	6	2,0	0,62	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	203	15	237	184	14	203	130	3,8	15	3,8	2,64	15		
bj gamma; Wedelsandstein	366	29	366	117	29			16,3	29	17,1	8,05	28	16,3	7,02
bj delta; Dorsetensienbank	428	8	428	176	8			18,8	8	18,8	7,39	8		
bj delta; Humphriesi-Oolith	463	5	463	225	5			22,9	5	22,9	12,33	5		
bj delta; Coronatenschichten	583	6	583	226	6			37,7	6	37,7	15,08	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	458	10	458	196	10			22,2	10	20,0	12,98	9	22,2	11,60
bj delta; Subfurcatus-Oolith	560	5	560	180	5			34,9	5	34,9	15,80	5		
bj delta; Hamitenton	733	19	670	158	16	733	48	44,3	19	44,3	16,43	19		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	426	1	426					22,2	1	22,2				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	736	4	736	110	4			42,3	4	42,3	7,41	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	624	3	624	164	3			44,1	3	44,1	16,06	3		
bj zeta; Ornatenton	763	21	810	168	19	763	83	56,6	21	56,6	8,67	21		
wj alpha; Grenzglaukonit	974	3	974	449	3			45,3	3	45,3	5,88	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	468	7	468	42	7			6,2	7	6,2	1,18	7		
ob. wj gamma, Mergel	306	12	306	84	12			4,2	12	4,6	1,22	10	4,2	0,54

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.3.: Durchschnittliche Calciumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
400 mg/l
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	4,0000							0,02						
so, Röttone	5026	10	7094	6866	9	5026	2215	14	10	14	4,1	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	254042	5	254042	10656	5			50	5	70	45,1	4	50	9,7
mo2, Tonhorizonte	59257	10	59257	21177	10			57	10	57	11,5	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	158598	5	158598	31867	5			45	5	45	9,5	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	8500	10	8500	3749	10			17	10	22	15,9	9	17	2,4
ku, Estherienschichten	6150	5	6150	997	5			14	5	16	6,4	4	14	0,9
km1, Grundgipsschichten	219321	10	209532	22803	8	219321	8794	**622**	10	622	12,1	10		
km1, Bochinger Horizont	79592	6	79592	18508	6			135	6	135	220,8	6		
km1, Dunkelrote Mergel	42984	5	52355	21822	4	42984	7035	20	5	20	9,6	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	148198	5	148198	32959	5			**615**	5	615	11,3	5		
km1, Estherienschichten	68073	6	58463	25100	5	68073	9737	21	6	21	7,9	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	1657	5	1657	197	5			10	5	10	7,1	5		
km2, Schilfsandstein	3622	3	3622	2748	3			12	3	12	2,5	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	41712	5	41712	39452	5			11	5	11	7,1	5		
km3u, Rote Wand	12562	6	12562	9798	6			15	6	15	1,6	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	17716	6	17716	7467	6			19	6	19	13,2	6		
km3l, Lehrbergschichten	5418	1	5418					10	1	10				
km3o, Obere Bunte Mergel	31579	10	31579	30195	10			13	10	31	57,1	9	13	3,1
km4, Stubensandstein	1170	4	6824	11338	3	1170	1021	3	4	6	6,4	3	3	1,0
km5, Knollenmergel	62766	8	62766	33945	8			9	8	10	3,5	7	9	2,0
ko, Rhät-Tonstein	5616	1	5616					92	1	92				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	225511	2	225511	122381				147	2	147	130,1			
sj alpha1, Psilonotentone	3717	6	6631	7142				6	6	14	20,8	5	6	1,1
sj alpha2, Angulatensandstein	110029	2	110029	86227				227	2	227	283,8			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	66337	1	66337					50	1	50				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	4204	2	4204	63				7	2	7	0,2			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	215473	5	237970	52380	4	215473	16852	80	5	80	30,1	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	55701	3	55701	8299	3			22	3	22	7,7	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	133860	10	133860	19563	10			235	10	235	32,3	10		
sj epsilon2, Tonmergel	132318	10	132318	9232	10			174	10	174	11,1	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	291961	5	291961	65156	5			165	5	165	37,7	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	129351	10	131008	6628	9	129351	4304	237	10	237	12,9	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	102059	5	102059	20225	5			131	5	131	79,5	5		
bj alpha, Opalinuston	16454	15	19159	6389	12	16454	2562	62	15	62	15,7	15		
bj beta; Zopfplatten	39767	5	39767	6816	5			45	5	45	15,1	5		
bj beta; Tolutariazone	41231	4	41231	41323	4			33	4	33	5,4	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	4426	12	15020	31755	10	4426	2935	63	12	63	38,5	12		
bj beta; Personatensandstein	5841	6	8999	7837	5	5841	1405	118	6	118	26,0	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	77936	15	77936	74778	15			100	15	100	50,2	15		
bj gamma; Wedelsandstein	43293	29	47371	22494	27	43293	17154	35	29	39	14,5	27	35	7,9
bj delta; Dorsetensienbank	96779	8	96779	70427	8			59	8	59	19,6	8		
bj delta; Humphriesi-Oolith	67194	5	73683	15015	4	67194	4467	50	5	50	12,4	5		
bj delta; Coronatenschichten	136079	6	136079	74648	6			62	6	62	33,9	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	71742	10	66794	20055	9	71742	13307	58	10	52	33,2	9	58	29,4
bj delta; Subfurcatus-Oolith	64621	5	64621	24076	5			85	5	85	26,6	5		
bj delta; Hamitenton	72287	19	72287	13009	19			43	19	46	21,0	18	43	16,3
bj delta; Parkinsoni-Oolith	218464	1	218464					73	1	73				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	68108	4	68108	52136	4			66	4	66	58,6	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	100263	3	100263	68360	3			51	3	41	17,2	2	51	0,3
bj zeta; Ornatenton	85869	21	85869	29242	21			33	21	40	25,5	19	33	13,3
wj alpha; Grenzglaukonit	152513	3	152513	63253	3			24	3	24	8,5	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	222419	7	222419	12126	7			49	7	49	11,6	7		
ob. wj gamma, Mergel	303320	12	308751	26148	11	303320	19044	21	12	23	7,6	11	21	3,2

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.4.: Durchschnittliche Eisengehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
0,2 mg/l
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	2,0000							0,005						
so, Röttone	26199	10	26199	3771	10			< 0,005	10	0,012	0,0213	6	0,003	0,0000
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	12129	5	12129	1052	5			< 0,005	5	0,005	0,0064	4	0,003	0,0000
mo2, Tonhorizonte	27510	10	27510	1954	10			0,006	10	0,006	0,0044	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	17417	5	17417	1949	5			< 0,005	5					
ku Basis, Vitriolschiefer	14231	10	15978	4073	8	14231	903	< 0,005	10					
ku, Estherienschichten	11016	5	11016	1399	5			0,161	5	0,161	0,2221	5		
km1, Grundgipsschichten	1474	10	1724	1014	9	1474	674	0,065	10	0,065	0,0335	10		
km1, Bochinger Horizont	16805	6	16805	1657	6			0,012	6	0,025	0,0320	5	0,012	0,0092
km1, Dunkelrote Mergel	33250	5	33250	2294	5			0,014	5	0,014	0,0178	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	7650	5	7650	5235	5			0,073	5	0,073	0,0153	5		
km1, Estherienschichten	19769	6	19769	1937	6			0,012	6	0,023	0,0272	5	0,012	0,0100
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	34219	5	34219	3120	5			0,038	5	0,038	0,0397	5		
km2, Schilfsandstein	21228	3	21228	4163	3			0,081	3	0,081	0,0714	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	33854	5	33854	9276	5			0,010	5	0,010	0,0077	5		
km3u, Rote Wand	36797	6	36797	3231	6			< 0,005	6					
km3u, Untere Bunte Mergel	28717	6	28717	5223	6			< 0,005	6					
km3l, Lehrbergschichten	44399	1	44399					< 0,005	1					
km3o, Obere Bunte Mergel	17871	10	17871	4136	10			0,005	10	0,024	0,0366	7	0,005	0,0048
km4, Stubensandstein	11478	4	11478	11976	4			< 0,005	4	0,054	0,1035	3	0,003	0,0000
km5, Knollenmergel	21180	8	21180	3588	8			< 0,005	8	0,020	0,0400	5	0,003	0,0000
ko, Rhät-Tonstein	10294	1	10294					< 0,005	1					
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	11626	2	11626	6088				< 0,005	2					
sj alpha1, Psilonotentone	8163	6	12229	10040	5	8163	1407	0,147	6	0,270	0,3125	5	0,147	0,0931
sj alpha2, Angulatensandstein	61069	2	61069	72978				< 0,005	2					
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	21364	1	21364					< 0,005	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	33979	2	33979	538				**0,925**	2	0,925	0,5184			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	16160	5	16160	3161	5			< 0,005	5					
sj delta, Obere Schwarzjuratone	40724	3	40724	12039	3			0,074	3	0,074	0,0865	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	26377	10	29738	7801	8	26377	1955	0,031	10	0,031	0,0230	10		
sj epsilon2, Tonmergel	22430	10	23625	4306	9	22430	2191	0,024	10	0,024	0,0137	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	16285	5	16285	4587	5			< 0,005	5					
sj epsilon3, Wilde Schiefer	29430	10	30712	4804	9	29430	2732	0,028	10	0,028	0,0211	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	27817	5	29274	3367	4	27817	977	0,009	5	0,009	0,0065	5		
bj alpha, Opalinuston	30444	15	41006	24667	12	30444	4282	< 0,005	15					
bj beta; Zopfplatten	26945	5	48117	47944	4	26945	8755	< 0,005	5					
bj beta; Tolutariazone	55736	4	55736	55399	4			0,007	4	0,007	0,0072	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	18950	12	41386	44763	9	18950	11428	< 0,005	12					
bj beta; Personatensandstein	26535	6	26535	8868	6			< 0,005	6					
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	69246	15	69246	60907	15			< 0,005	15	0,046	0,1664	14	0,003	0,0000
bj gamma; Wedelsandstein	18109	29	20987	10385	26	18109	5936	< 0,005	29					
bj delta; Dorsetensienbank	24675	8	24675	12404	8			0,017	5	0,017	0,0106			
bj delta; Humphriesi-Oolith	25454	5	51687	59378	4	25454	10639	< 0,005	5					
bj delta; Coronatenschichten	31924	6	44871	33086	5	31924	10542	< 0,005	6					
bj delta; Blagdeni-Schichten	26784	10	26784	6893	10			< 0,005	10					
bj delta; Subfurcatus-Oolith	106292	5	106292	44807	5			< 0,005	5					
bj delta; Hamitenton	28356	19	32458	15909	17	28356	3265	< 0,005	19					
bj delta; Parkinsoni-Oolith	78200	1	78200					< 0,005	1					
bj epsilon; Obere Braunjuratone	52083	4	52083	27720	4			< 0,005	4					
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	115511	3	115511	81446	3			< 0,005	3					
bj zeta; Ornatenton	24413	21	34359	26319	17	24413	3493	< 0,005	21					
wj alpha; Grenzglaukonit	20198	3	20198	6992	3			< 0,005	3					
wj alpha, Untere Weißjuramergel	14479	7	14479	494	7			< 0,005	7					
ob. wj gamma, Mergel	6752	12	6752	1581	12			< 0,005	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.5.: Durchschnittliche Mangangehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
0,05 mg/l
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	2,0000							0,0012						
so, Röttone	310	10	310	303	10			0,0012	10	0,0012	0,0009	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	205	5	205	19	5			< 0,0012	5					
mo2, Tonhorizonte	290	10	290	18	10			< 0,0012	10					
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	365	5	365	19	5			< 0,0012	5					
ku Basis, Vitriolschiefer	135	10	135	24	10			< 0,0012	10					
ku, Estherienschichten	60	5	60	11	5			< 0,0012	5					
km1, Grundgipsschichten	48	10	48	48	10			0,0203	10	0,0203	0,0111	10		
km1, Bochinger Horizont	866	6	866	282	6			0,0013	6	0,0043	0,0075	5	0,0013	0,0004
km1, Dunkelrote Mergel	519	5	519	52	5			< 0,0012	5	0,0014	0,0014	4	0,0008	0,0004
km1, Mittlerer Gipshorizont	67	5	67	76	5			0,0201	5	0,0201	0,0039	5		
km1, Estherienschichten	590	6	590	246	6			0,0022	6	0,0022	0,0019	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	101	5	101	9	5			0,0041	5	0,0041	0,0025	5		
km2, Schilfsandstein	886	3	886	756	3			< 0,0012	3					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	337	5	337	216	5			0,0014	5	0,0014	0,0011	5		
km3u, Rote Wand	148	6	148	18	6			< 0,0012	6	0,0012	0,0015	5	0,0006	0,0000
km3u, Untere Bunte Mergel	2368	6	2368	493	6			0,0042	6	0,0042	0,0040	6		
km3l, Lehrbergschichten	1340	1	1340					< 0,0012	1					
km3o, Obere Bunte Mergel	339	10	339	268	10			0,0041	10	0,0041	0,0037	10		
km4, Stubensandstein	19	4	100	163	3	19	13	0,0021	4	0,0021	0,0009	4		
km5, Knollenmergel	694	8	694	444	8			0,0015	8	0,0015	0,0009	8		
ko, Rhät-Tonstein	67	1	67					**0,0580**	1	0,0580				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	1740	2	1740	796				**0,1086**	2	0,1086	0,1360			
sj alpha1, Psilonotentone	61	6	104	108	5	61	22	0,0102	6	0,0102	0,0058	6		
sj alpha2, Angulatensandstein	1059	2	1059	489				**1,3909**	2	1,3909	0,9810			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	434	1	434					0,0021	1	0,0021				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	425	2	425	16				0,0074	2	0,0074	0,0029			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	913	5	913	82	5			0,0207	5	0,0207	0,0119	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	1410	3	1410	443	3			0,0029	3	0,0073	0,0076	2	0,0029	0,0002
sj epsilon1, Seegrasschiefer	325	10	340	38	8	325	7	**0,1614**	10	0,1614	0,1066	10		
sj epsilon2, Tonmergel	277	10	277	113	10			**0,0914**	10	0,0914	0,0358	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	186	5	186	48	5			0,0325	5	0,0325	0,0195	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	345	10	322	94	8	345	13	**0,1833**	10	0,1833	0,1227	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	519	5	519	108	5			0,0428	5	0,1458	0,2341	4	0,0428	0,0488
bj alpha, Opalinuston	318	15	407	201	12	318	57	0,0143	15	0,0184	0,0227	14	0,0143	0,0171
bj beta; Zopfplatten	394	5	556	374	4	394	114	0,0067	5	0,0067	0,0091	5		
bj beta; Tolutariazone	905	4	905	730	4			0,0217	4	0,0217	0,0252	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	536	12	536	600	12			0,0445	12	0,0853	0,1489	11	0,0445	0,0500
bj beta; Personatensandstein	135	6	224	223	5	135	53	**0,0865**	6	0,0865	0,0552	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	1729	15	1729	1300	15			**0,1471**	15	0,3295	0,7146	14	0,1471	0,1121
bj gamma; Wedelsandstein	353	29	397	216	27	353	142	0,0046	29	0,0088	0,0126	25	0,0046	0,0065
bj delta; Dorsetensienbank	251	8	337	269	7	251	121	0,0104	5	0,0104	0,0113	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	407	5	407	227	5			0,0125	5	0,0125	0,0098	5		
bj delta; Coronatenschichten	426	6	426	280	6			0,0030	6	0,0030	0,0035	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	250	10	237	49	9	250	31	0,0023	10	0,0040	0,0056	9	0,0023	0,0025
bj delta; Subfurcatus-Oolith	502	5	502	181	5			0,0268	5	0,0268	0,0122	5		
bj delta; Hamitenton	286	19	294	50	18	286	37	0,0026	19	0,0118	0,0263	14	0,0026	0,0020
bj delta; Parkinsoni-Oolith	4048	1	4048					0,0323	1	0,0323				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	826	4	826	1112	4			0,0286	4	0,0286	0,0329	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	922	3	922	916	3			< 0,0012	3					
bj zeta; Ornatenton	213	21	297	170	16	213	49	0,0030	21	0,0066	0,0135	19	0,0030	0,0027
wj alpha; Grenzglaukonit	160	3	160	24	3			< 0,0012	3					
wj alpha, Untere Weißjuramergel	146	7	146	5	7			< 0,0012	7					
ob. wj gamma, Mergel	320	12	320	41	12			< 0,0012	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.6.: Durchschnittliche Kaliumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
12 mg/l (50, wenn geogen bedingt)
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	9,0000							0,8						
so, Röttone	6232	10	6516	1149	9	6232	759	13	10	15	3,3	9	13	1,1
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	3589	5	3589	861	5			35	5	35	5,5	5		
mo2, Tonhorizonte	9137	10	9137	2302	10			47	10	47	7,1	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	5392	5	5392	1039	5			44	5	44	3,5	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	9902	10	9902	1041	10			48	10	48	8,0	10		
ku, Estherienschichten	12348	5	12348	2009	5			22	5	22	1,1	5		
km1, Grundgipsschichten	628	10	628	1061	10			6	10	5	3,2	9	6	2,8
km1, Bochinger Horizont	8015	6	8015	3675	6			29	6	29	3,5	6		
km1, Dunkelrote Mergel	15388	5	15388	2025	5			12	5	12	2,5	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	3490	5	3490	2898	5			18	5	18	12,7	5		
km1, Estherienschichten	11943	6	11943	2562	6			20	6	20	7,4	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	9341	5	9341	1509	5			21	5	21	6,9	5		
km2, Schilfsandstein	20306	3	20306	12016	3			16	3	16	5,4	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	16939	5	16939	4353	5			25	5	25	8,2	5		
km3u, Rote Wand	22927	6	22927	2889	6			20	6	20	4,3	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	22946	6	22946	4791	6			14	6	14	3,4	6		
km3l, Lehrbergschichten	12887	1	12887					14	1	14				
km3o, Obere Bunte Mergel	12092	10	12092	3102	10			19	10	19	5,7	10		
km4, Stubensandstein	3378	4	3378	2600	4			20	4	20	12,9	4		
km5, Knollenmergel	4472	8	4472	1370	8			16	8	16	5,0	8		
ko, Rhät-Tonstein	1728	1	1728					17	1	17				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	< 9,0	2						16	2	16	6,3			
sj alpha1, Psilonotentone	3590	6	3590	1888	6			7	6	10	11,6	4	7	1,5
sj alpha2, Angulatensandstein	1404	2	1404	457				26	2	26	3,0			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	1728	1	1728					15	1	15				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	5564	2	5564	0				8	2	8	2,5			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	3959	5	3959	1742	5			46	5	46	13,9	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	5966	3	5966	516	3			1	3	1	0,6	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	6006	10	6006	1447	10			28	10	28	12,7	10		
sj epsilon2, Tonmergel	6242	10	6242	1493	10			26	10	26	6,9	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	2391	5	2391	794	5			22	5	22	6,9	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	4468	10	4468	818	10			15	10	15	8,0	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	5351	5	5351	1023	5			19	5	19	10,0	5		
bj alpha, Opalinuston	7477	15	7477	749	15			27	15	27	6,1	15		
bj beta; Zopfplatten	2107	5	2107	731	5			16	5	16	3,7	5		
bj beta; Tolutariazone	2164	4	2164	752	4			19	4	19	3,4	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1574	12	1574	1192	12			20	12	18	10,4	11	20	9,2
bj beta; Personatensandstein	1591	6	1591	404	6			14	6	14	3,7	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	1137	15	1137	520	15			14	15	13	6,9	14	14	6,1
bj gamma; Wedelsandstein	3077	29	3077	812	29			31	29	31	6,8	29		
bj delta; Dorsetensienbank	2505	8	2505	834	8			24	8	24	10,3	8		
bj delta; Humphriesi-Oolith	2047	5	2047	657	5			19	5	19	6,8	5		
bj delta; Coronatenschichten	2541	6	2541	733	6			24	6	24	7,9	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	3461	10	3461	405	10			29	10	26	12,0	9	29	8,2
bj delta; Subfurcatus-Oolith	2736	5	2736	313	5			32	5	32	4,1	5		
bj delta; Hamitenton	3237	19	3237	312	19			31	19	31	7,0	19		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	1521	1	1521					19	1	19				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	2918	4	2918	564	4			21	4	21	2,9	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	2767	3	2767	485	3			23	3	23	1,7	3		
bj zeta; Ornatenton	4555	21	4555	947	21			31	21	31	5,3	21		
wj alpha; Grenzglaukonit	5778	3	5778	3184	3			29	3	29	3,3	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	7037	7	7037	1093	7			41	7	41	9,9	7		
ob. wj gamma, Mergel	4165	12	4165	1569	12			28	12	31	15,1	11	28	9,2

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.7.: Durchschnittliche Magnesiumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:
50 mg/l (120, wenn geogen bedingt)
(nur für S4-Werte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	1,0000							0,001						
so, Röttone	2420	10	2420	170	10			2	10	2	0,3	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	18166	5	18166	10937	5			23	5	23	9,1	5		
mo2, Tonhorizonte	28793	10	28793	3777	10			29	10	31	6,5	9	29	2,6
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	45852	5	45852	5839	5			35	5	35	6,4	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	9694	10	9694	1298	10			11	10	16	12,7	8	11	1,6
ku, Estherienschichten	5990	5	5990	704	5			4	5	5	1,4	4	4	0,1
km1, Grundgipsschichten	6288	10	8950	10810	9	6288	7194	10	10	10	4,3	10		
km1, Bochinger Horizont	63458	6	63458	22642	6			12	6	12	4,6	6		
km1, Dunkelrote Mergel	68989	5	68989	5751	5			7	5	7	2,0	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	14157	5	14157	11859	5			14	5	14	4,2	5		
km1, Estherienschichten	59065	6	59065	16483	6			10	6	10	3,1	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	8303	5	8303	1390	5			6	5	6	2,0	5		
km2, Schilfsandstein	1116	3	1116	789	3			4	3	4	0,3	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	15887	5	22335	14942	4	15887	4533	6	5	6	1,6	5		
km3u, Rote Wand	20399	6	20399	3229	6			6	6	6	0,7	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	2875	6	2875	1341	6			4	6	5	3,0	5	4	0,7
km3l, Lehrbergschichten	2508	1	2508					5	1	5				
km3o, Obere Bunte Mergel	37075	10	37075	20577	10			6	10	10	12,4	8	6	0,4
km4, Stubensandstein	7297	4	7297	7423	4			7	4	7	2,7	4		
km5, Knollenmergel	23899	8	23899	10678	8			6	8	6	1,7	8		
ko, Rhät-Tonstein	3075	1	3075					37	1	37				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	2408	2	2408	909				13	2	13	9,3			
sj alpha1, Psilonotentone	3422	6	4152	1797	5	3422	195	2	6	7	11,4	5	2	0,8
sj alpha2, Angulatensandstein	1046	2	1046	69				8	2	8	7,9			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	3620	1	3620					15	1	15				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	4467	2	4467	117				2	2	2	0,6			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	9424	5	9424	1757	5			26	5	26	7,9	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	5847	3	5847	594	3			1	3	1	0,3	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	3976	10	4389	911	8	3976	238	16	10	16	3,0	10		
sj epsilon2, Tonmergel	5064	10	5181	473	9	5064	315	27	10	28	1,5	9	27	0,9
sj epsilon2, Stinkkalke	5725	5	5725	1822	5			23	5	23	6,4	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	3931	10	3931	325	10			19	10	19	2,0	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	3487	5	3487	256	5			6	5	6	2,9	5		
bj alpha, Opalinuston	7050	15	7770	1843	12	7050	141	19	15	19	4,9	15		
bj beta; Zopfplatten	3909	5	6227	5279	4	3909	1148	9	5	9	0,8	5		
bj beta; Tolutariazone	7440	4	7440	5175	4			8	4	8	1,9	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	1256	12	2197	3354	11	1256	829	11	12	11	8,2	12		
bj beta; Personatensandstein	2015	6	2015	887	6			16	6	16	8,4	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	4559	15	4559	3849	15			13	15	15	7,4	14	13	5,5
bj gamma; Wedelsandstein	3525	29	3690	1227	28	3525	862	12	29	13	4,1	27	12	2,8
bj delta; Dorsetensienbank	3853	8	3853	1042	8			17	8	17	5,8	8		
bj delta; Humphriesi-Oolith	5911	5	5911	2993	5			17	5	17	2,7	5		
bj delta; Coronatenschichten	6005	6	6005	937	6			21	6	21	9,3	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	5927	10	5927	1191	10			20	10	18	9,5	9	20	7,6
bj delta; Subfurcatus-Oolith	9806	5	9806	2711	5			24	5	24	6,0	5		
bj delta; Hamitenton	5051	19	5051	454	19			16	19	16	4,0	19		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	4868	1	4868					15	1	15				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	5626	4	5626	850	4			15	4	15	5,0	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	6163	3	6163	1076	3			11	3	11	4,0			
bj zeta; Ornatenton	7918	21	7918	3005	21			14	21	15	6,3	19	14	3,9
wj alpha; Grenzglaukonit	5459	3	5459	434	3			9	3	9	2,1	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	6911	7	6911	266	7			13	7	13	2,7	7		
ob. wj gamma, Mergel	6335	12	6335	1181	12			4	12	5	3,1	10	4	0,7

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.2.8.: Durchschnittliche Sulfatgehalte (SO_4) in d. geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:	**Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:**	
	Z 0 : 50 mg/l	nur
	Z 1.1 : 50 mg/l	für
240 mg/l	**Z 1.2 : 100 mg/l**	S4-Werte
(nur für S4-Werte)	**Z 2 : 150 mg/l**	

Geologische Formation	**Ges.**	n	x	s	n_E	x_E	s_E	**S4**	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	2,0000							0,2						
so, Röttone	132	10	132	117	10			5	10	5	1,3	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	10114	5	10114	53188	5			**199**	5	275	171,0	4	199	37,2
mo2, Tonhorizonte	28219	10	28219	5091	10			**244**	10	257	53,3	9	244	36,3
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	16554	5	16554	33396	5			**241**	5	241	49,9	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	6075	10	10190	13144	9	6075	1952	**66**	10	112	114,8	8	66	21,2
ku, Estherienschichten	454	5	454	176	5			22	5	37	33,8	4	22	9,4
km1, Grundgipsschichten	461411	10	461411	73113	10			**1529**	10	1529	38,3	10		
km1, Bochinger Horizont	2327	6	32960	75045	5	2327	1351	45	6	337	601,1	4	45	18,5
km1, Dunkelrote Mergel	750	5	750	360	5			5	5	88	141,2	3	5	2,9
km1, Mittlerer Gipshorizont	316492	5	316492	75945	5			**1538**	5	1538	46,8	5		
km1, Estherienschichten	819	6	819	540	6			15	6	31	40,3	5	15	10,1
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	303	5	303	104	5			7	5	7	2,6	5		
km2, Schilfsandstein	1033	3	1033	578	3			11	3	11	6,4	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	689	5	689	505	5			9	5	9	5,1	5		
km3u, Rote Wand	295	6	295	109	6			2	6	2	1,2	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	2177	6	2177	1553	6			31	6	59	74,7	5	31	30,1
km3l, Lehrbergschichten	1732	1	1732					9	1	9				
km3o, Obere Bunte Mergel	841	10	1482	2206	9	841	927	4	10	76	229,3	9	4	4,0
km4, Stubensandstein	637	4	637	318	4			39	4	39	25,6	4		
km5, Knollenmergel	980	8	980	1206	8			14	8	17	8,4	7	14	2,7
ko, Rhät-Tonstein	29364	1	29364					**275**	1	275				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	21331	2	21331	21228				**352**	2	352	366,3			
sj alpha1, Psilonotentone	351	6	2811	6025	5	351	60	6	6	32	63,3	5	6	2,5
sj alpha2, Angulatensandstein	106287	2	106287	148622				**277**	2	277	349,9			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	10534	1	10534					**155**	1	155				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	441	2	441	163				7	2	7	0,2			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	17268	5	17268	9201	5			**288**	5	288	125,0	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	1422	3	1422	591	3			7	3	8	1,7	2	7	0,0
sj epsilon1, Seegrasschiefer	83458	9	91527	29110	8	83458	17286	**596**	10	596	78,3	10		
sj epsilon2, Tonmergel	62909	10	67103	115716	9	62909	8942	**525**	10	532	29,9	9	525	16,0
sj epsilon2, Stinkkalke	46603	5	46603	12114	5			**498**	5	498	127,4	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	91434	10	91434	15557	10			**648**	10	648	47,1	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	28361	5	28361	18116	5			**307**	5	307	227,9	5		
bj alpha, Opalinuston	12948	15	13730	2495	13	12948	1406	**197**	15	197	69,0	15		
bj beta; Zopfplatten	18728	5	22338	8291	4	18728	2178	**128**	5	128	44,7	5		
bj beta; Tolutariazone	12405	4	12405	3240	4			**88**	4	78	20,0	3	88	4,5
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	18005	12	18005	16970	12			**169**	12	155	146,4	11	169	144,8
bj beta; Personatensandstein	26955	6	26955	6117	6			**298**	5	298	79,2	5		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	15200	15	15200	10355	15			**213**	15	213	131,5	15		
bj gamma; Wedelsandstein	14861	29	15248	4289	28	14861	3815	**125**	29	154	92,4	26	125	32,0
bj delta; Dorsetensienbank	20143	8	18600	4496	7	20143	1167	**220**	8	225	91,4	3	220	25,0
bj delta; Humphriesi-Oolith	22080	5	22080	10762	5			**238**	4	238	113,8	4		
bj delta; Coronatenschichten	26300	6	26300	10526	6			**302**	6	302	191,6	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	29883	10	29883	9025	10			**249**	9	249	119,6	9		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	37098	5	37098	11974	5			**372**	5	372	143,1	5		
bj delta; Hamitenton	38066	19	47038	34264	17	38066	7019	**232**	19	232	82,4	19		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	19260	1	19260					**202**	1	202				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	37305	4	37305	11042	4			**266**	4	266	147,5	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	17120	3	17120	10291	3			**158**	2	158	102,0			
bj zeta; Ornatenton	16125	21	28217	48306	18	16125	4763	**204**	21	252	129,2	18	204	50,3
wj alpha; Grenzglaukonit	12940	3	12940	2676	3			**134**	3	134	6,3	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	10510	7	11359	2386	6	10510	876	**193**	7	193	35,0	7		
ob. wj gamma, Mergel	3545	12	3545	1364	12			33	12	45	43,7	11	33	20,7

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.1.: Durchschnittliche Borgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:	Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV anorg. Schadst.[Bad.-Württ. 1993]
1 mg/l	25 mg/kg
(nur für S4-Werte)	(nur für Gesamtgehalte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	1,0000							0,001						
so, Röttone	14	10	14	3,1	10			0,090	10	0,090	0,007	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	15	5	15	3,2	5			0,134	5	0,134	0,025	5		
mo2, Tonhorizonte	**27**	10	27	3,3	10			0,200	10	0,200	0,014	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	16	5	16	4,7	5			0,161	5	0,161	0,017	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	23,8	10	24,4	3,4	7	23,8	1,8	0,209	10	0,228	0,090	8	0,209	0,015
ku, Estherienschichten	**41**	5	43	5,4	4	41	1,5	0,129	4	0,129	0,033	4		
km1, Grundgipsschichten	< 1,00	10	1	1,6	9	0,5	0,0	0,132	10	0,207	0,170	8	0,132	0,061
km1, Bochinger Horizont	17	6	20	17,4	2	17	8,8	0,107	4	0,107	0,016	4		
km1, Dunkelrote Mergel	**63**	5	63	3,3	5			0,084	4	0,084	0,026	4		
km1, Mittlerer Gipshorizont	3	5	3	2,9	5			0,008	5	0,008	0,007	5		
km1, Estherienschichten	**38**	6	38	15,5	6			0,101	4	0,101	0,019	4		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	21	5	21	3,9	5			0,139	5	0,139	0,017	5		
km2, Schilfsandstein	< 1,00	3						0,120	3	0,120	0,027	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	**49**	5	49	25,4	5			0,109	5	0,109	0,061	5		
km3u, Rote Wand	**59**	6	59	7,4	6			0,106	6	0,106	0,008	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	< 1,00	6						0,163	6	0,163	0,030	6		
km3l, Lehrbergschichten	< 1,00	1						0,063	1	0,063				
km3o, Obere Bunte Mergel	**42**	10	42	17,8	10			0,131	10	0,124	0,028	9	0,131	0,014
km4, Stubensandstein	13	4	13	11,3	4			0,312	3	0,312	0,163	3		
km5, Knollenmergel	**34**	8	34	4,6	8			0,692	8	0,692	0,079	8		
ko, Rhät-Tonstein	14	1	14					0,598	1	0,598				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	2	2	2	0,3				0,118	2	0,118	0,031			
sj alpha1, Psilonotentone	13	6	13	1,6	6			0,177	5	0,177	0,062	5		
sj alpha2, Angulatensandstein	< 1,00	2						0,088	2	0,088	0,055			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	5	1	5					0,134	1	0,134				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	15	2	15	0,7				0,129	2	0,129	0,010			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	8	5	8	11,3	5			0,283	5	0,299	0,038	4	0,283	0,012
sj delta, Obere Schwarzjuratone	15	3	15	1,0	3			0,120	3	0,120	0,028	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	3	10	3	3,6	10			0,145	10	0,137	0,032	9	0,145	0,020
sj epsilon2, Tonmergel	15	10	15	14,0	10			0,102	10	0,102	0,054	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	7	5	7	6,5	5			0,124	5	0,124	0,032	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	10	10	10	5,0	10			0,103	10	0,103	0,039	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	7	5	7	5,6	5			0,154	5	0,154	0,058	5		
bj alpha, Opalinuston	**28**	15	28	6,4	15			0,819	15	0,819	0,091	15		
bj beta; Zopfplatten	8	5	8	4,5	5			0,339	5	0,339	0,077	5		
bj beta; Tolutariazone	15	4	15	2,1	4			0,339	4	0,339	0,120	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	7	12	7	2,9	12			0,089	12	0,089	0,045	12		
bj beta; Personatensandstein	6	6	6	0,8	6			0,074	6	0,074	0,015	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	5	15	6	5,4	9	5	3,1	0,159	13	0,159	0,078	13		
bj gamma; Wedelsandstein	5	29	5	5,0	29			0,314	29	0,314	0,091	29		
bj delta; Dorsetensienbank	7	8	7	1,7	8			0,440	5	0,440	0,136	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	1	5	4	5,7	4	1	0,9	0,556	4	0,556	0,169	4		
bj delta; Coronatenschichten	9	6	9	6,6	6			0,569	6	0,569	0,192	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	12	10	12	3,0	10			0,694	10	0,694	0,169	10		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	14	5	14	3,7	5			0,803	4	0,803	0,091	4		
bj delta; Hamitenton	16	19	16	5,1	19			0,812	19	0,881	0,262	17	0,812	0,066
bj delta; Parkinsoni-Oolith	13	1	13					0,469	1	0,469				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	21	4	21	4,8	4			0,942	4	0,942	0,231	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	20	3	20	3,9	3			0,595	3	0,773	0,309	2	0,595	0,006
bj zeta; Ornatenton	15	21	16	4,6	19	15	3,1	0,954	20	0,954	0,130	20		
wj alpha; Grenzglaukonit	**25**	3	25	16,8	3			0,894	3	0,894	0,101	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	10	7	10	3,1	7			0,215	7	0,215	0,030	7		
ob. wj gamma, Mergel	15	12	15	6,6	12			0,143	12	0,151	0,040	11	0,143	0,030

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.2.: Durchschnittliche Zinkgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
200 mg/kg (nur für Gesamtgehalte)	5 mg/l (nur für S4-Werte)	Z 0 : 120 mg/kg Z 1.1 : 300 mg/kg Z 1.2 : 500 mg/kg Z 2 : 1500 mg/kg	Z 0 : 100 µg/l nur Z 1.1 : 100 µg/l für Z 1.2 : 300 µg/l S4-Werte Z 2 : 600 µg/l

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,0010							0,0006						
so, Röttone	23	10	23	1,7	10			0,0008	10	0,0016	0,0020	8	0,0008	0,0007
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	21	5	21	1,9	5			< 0,0006	5	0,0029	0,0051	4	0,00059	0,0003
mo2, Tonhorizonte	36	10	37	5,6	9	36	5,2	0,0010	10	0,0033	0,0065	8	0,0010	0,0006
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	20	5	20	3,5	5			< 0,0006	5					
ku Basis, Vitriolschiefer	32	10	33	3,7	9	32	2,3	< 0,0006	10					
ku, Estherienschichten	30	5	30	1,7	5			< 0,0006	4	0,0014	0,0021	3	0,0003	0,0000
km1, Grundgipsschichten	0,20	10	0,9	2,0	8	0,2	0,2	0,0199	10	0,0228	0,0110	9	0,0199	0,0067
km1, Bochinger Horizont	25	6	25	19,5	6			0,0008	4	0,0022	0,0027	3	0,0008	0,0003
km1, Dunkelrote Mergel	53	5	53	4,1	5			< 0,0006	4					
km1, Mittlerer Gipshorizont	19	5	19	9,4	5			0,0065	5	0,0065	0,0034	5		
km1, Estherienschichten	45	6	45	9,0	6			< 0,0006	4					
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	41	5	41	4,4	5			0,0012	5	0,0032	0,0045	4	0,0012	0,0009
km2, Schilfsandstein	47	3	47	14,8	3			0,0014	3	0,0014	0,0011	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	46	5	46	7,1	5			0,0012	5	0,0012	0,0008	5		
km3u, Rote Wand	46	6	46	5,4	6			0,0013	6	0,0013	0,0010	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	69	6	69	22,4	6			< 0,0006	6	0,0007	0,0009	5	0,0003	0,0000
km3l, Lehrbergschichten	89	1	89					0,0019	1	0,0019				
km3o, Obere Bunte Mergel	42	10	42	10,9	10			< 0,0006	10	0,0028	0,0048	7	0,0005	0,0003
km4, Stubensandstein	18	4	18	5,6	4			0,0072	3	0,0072	0,0074	3		
km5, Knollenmergel	18	8	18	4,9	8			0,0011	8	0,0027	0,0045	7	0,0011	0,0015
ko, Rhät-Tonstein	7	1	7					0,0008	1	0,0008				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	65	2	65	34,7				0,0044	2	0,0044	0,0052			
sj alpha1, Psilonotentone	16	6	20	11,2	5	16	3,5	0,0019	5	0,0019	0,0022	5		
sj alpha2, Angulatensandstein	16	2	16	4,1				0,0025	2	0,0025	0,0030			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	23	1	23					0,0039	1	0,0039				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	66	2	66	0,6				0,0009	2	0,0009	0,0001			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	**143**	5	143	73,4	5			0,0016	5	0,0016	0,0014	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	104	3	104	9,5	3			0,0012	3	0,0060	0,0084	2	0,0012	0,0001
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**139**	10	139	39,2	10			0,0148	10	0,0148	0,0090	10		
sj epsilon2, Tonmergel	110	10	117	28,2	9	110	18,6	0,0040	10	0,0040	0,0041	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	33	5	33	17,5	5			0,0026	5	0,0026	0,0023	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**143**	10	143	101,7	10			0,0106	10	0,0106	0,0086	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**256**	5	256	98,7	5			0,0057	5	0,0057	0,0050	5		
bj alpha, Opalinuston	84	15	141	200,0	13	84	19,3	0,0023	15	0,0029	0,0026	14	0,0023	0,0009
bj beta; Zopfplatten	55	5	55	19,2	5			< 0,0006	5	0,0009	0,0012	4	0,0004	0,0002
bj beta; Tolutariazone	46	4	46	8,2	4			0,0009	4	0,0009	0,0008	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	21	12	30	22,0	10	21	7,5	0,0012	12	0,0015	0,0012	11	0,0012	0,0008
bj beta; Personatensandstein	36	6	36	22,0	6			0,0020	6	0,0020	0,0012	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	34	15	40	29,1	14	34	20,2	0,0012	13	0,0057	0,0139	11	0,0012	0,0015
bj gamma; Wedelsandstein	52	29	60	44,1	28	52	15,4	< 0,0006	29	0,0018	0,0048	25	0,00055	0,0004
bj delta; Dorsetensienbank	91	8	91	87,1	8			0,0022	5	0,0022	0,0012	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	33	5	55	50,7	4	33	12,6	< 0,0006	4					
bj delta; Coronatenschichten	60	6	60	26,3	6			0,0009	6	0,0009	0,0007	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	78	10	78	40,0	10			0,0010	10	0,0013	0,0013	9	0,0010	0,0008
bj delta; Subfurcatus-Oolith	57	5	57	20,9	5			0,0106	4	0,0106	0,0053	4		
bj delta; Hamitenton	69	19	99	112,1	17	69	17,0	0,0010	19	0,0020	0,0035	17	0,0010	0,0008
bj delta; Parkinsoni-Oolith	80	1	80					0,0021	1	0,0021				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	39	4	39	4,0	4			0,0010	4	0,0010	0,0010	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	89	3	89	69,8	3			< 0,0006	3	0,0020	0,0029	2	0,0003	0,0000
bj zeta; Ornatenton	69	21	69	20,1	21			< 0,0006	20	0,0006	0,0010	19	0,0004	0,0003
wj alpha; Grenzglaukonit	61	3	95	60,4	2	61	10,3	< 0,0006	3	0,0014	0,0019	2	0,0003	0,0000
wj alpha, Untere Weißjuramergel	42	7	42	6,0	7			0,0016	7	0,0016	0,0019	7		
ob. wj gamma, Mergel	16	12	16	2,8	12			< 0,0006	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.3.: Durchschnittliche Bleigehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
100 mg/kg	40 µg/l	Z 0 : 100 mg/kg Z 1.1 : 200 mg/kg Z 1.2 : 300 mg/kg Z 2 : 1000 mg/kg	Z 0 : 20 µg/l Z 1.1 : 40 µg/l Z 1.2 : 100 µg/l Z 2 : 200 µg/l
(nur für Gesamtgehalte)	(nur für S4-Werte)		nur für S4-Werte

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,011							0,0045						
so, Röttone	7,1	10	7,1	2,2	10			0,0059	1	0,0059				
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	8,3	5	8,3	3,3	5			< 0,0045	5					
mo2, Tonhorizonte	6,9	10	6,9	3,4	10			0,0193	10	0,0193	0,0489	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	5,5	5	5,5	4,3	5			< 0,0045	1					
ku Basis, Vitriolschiefer	7,6	10	8,5	6,8	5	7,6	1,4	**0,0212**	3	0,0212	0,0250	3		
ku, Estherienschichten	3,5	5	3,5	2,6	5			< 0,0045	1					
km1, Grundgipsschichten	6,4	10	8,4	8,3	9	6,4	5,4	< 0,0045	1					
km1, Bochinger Horizont	12,9	6	12,9	17,4	6			0,0051	2	0,0051	0,0040			
km1, Dunkelrote Mergel	2,3	5	2,3	2,2	5			0,0085	2	0,0085	0,0088			
km1, Mittlerer Gipshorizont	2,9	5	2,9	2,2	5			0,0128	1	0,0128				
km1, Estherienschichten	1,8	6	3,9	5,3	5	1,8	1,6	< 0,0045	2					
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	2,2	5	2,2	1,6	5			< 0,0045	2					
km2, Schilfsandstein	7,3	3	7,3	5,0	3			< 0,0045	1					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	8,8	5	8,8	2,4	5			**0,0268**	2	0,0268	0,0347			
km3u, Rote Wand	9,9	6	9,9	2,6	6			< 0,0045	2					
km3u, Untere Bunte Mergel	22,3	6	22,3	8,3	6			**0,0514**	2	0,0514	0,0584			
km3l, Lehrbergschichten	13,9	1	13,9					nicht gemessen						
km3o, Obere Bunte Mergel	9,9	10	9,9	4,3	10			0,0051	3	0,0051	0,0025	3		
km4, Stubensandstein	10,4	4	10,4	5,6	4			nicht gemessen						
km5, Knollenmergel	13,4	8	13,4	2,7	8			0,0060	1	0,0060				
ko, Rhät-Tonstein	31,4	1	31,4					nicht gemessen						
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	**349**	2	348,7	475,2				0,0101	2	0,0101	0,0043			
sj alpha1, Psilonotentone	19,8	6	19,8	2,4	6			**0,0498**	2	0,0498	0,0518			
sj alpha2, Angulatensandstein	35,6	2	35,6	42,5				< 0,0045	1					
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	8,4	1	8,4					nicht gemessen						
sj beta, Untere Schwarzjuratone	12,8	2	12,8	1,1				0,0131	1	0,0131				
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	5,3	5	5,3	6,3	5			0,0046	2	0,0046	0,0034			
sj delta, Obere Schwarzjuratone	11,9	3	11,9	3,5	3			0,0046	2	0,0046	0,0034			
sj epsilon1, Seegrasschiefer	7,2	10	7,2	5,7	10			0,0107	2	0,0107	0,0119			
sj epsilon2, Tonmergel	9,7	10	9,7	7,0	10			0,0061	2	0,0061	0,0055			
sj epsilon2, Stinkkalke	3,6	5	3,6	3,9	5			< 0,0045	2					
sj epsilon3, Wilde Schiefer	40,5	10	42,1	13,2	6	40,5	5,5	< 0,0045	5					
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	23,2	5	23,2	6,3	5			0,0115	1	0,0115				
bj alpha, Opalinuston	20,0	15	20,0	5,4	15			0,0076	3	0,0076	0,0052	3		
bj beta; Zopfplatten	20,3	5	20,3	8,0	5			0,0161	1	0,0161				
bj beta; Tolutariazone	23,1	4	23,1	8,4	4			< 0,0045	1					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	10,0	12	12,1	9,4	11	10,0	5,9	0,0182	1	0,0182				
bj beta; Personatensandstein	11,5	6	11,5	3,9	6			nicht gemessen						
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	11,7	15	15,9	12,1	13	11,7	4,9	0,0147	1	0,0147				
bj gamma; Wedelsandstein	14,1	29	14,1	6,6	29			< 0,0045	1					
bj delta; Dorsetensienbank	8,9	8	8,9	8,5	8			nicht gemessen						
bj delta; Humphriesi-Oolith	8,7	5	8,7	7,7	5			0,0156	1	0,0156				
bj delta; Coronatenschichten	12,6	6	12,6	6,0	6			0,0143	1	0,0143				
bj delta; Blagdeni-Schichten	11,5	10	11,5	5,5	10			nicht gemessen						
bj delta; Subfurcatus-Oolith	15,5	5	15,5	9,4	5			0,0096	1	0,0096				
bj delta; Hamitenton	13,8	19	17,0	11,1	17	13,8	3,7	0,0139	2	0,0139	0,0010			
bj delta; Parkinsoni-Oolith	12,5	1	12,5					nicht gemessen						
bj epsilon; Obere Braunjuratone	16,7	4	16,7	13,7	4			0,0132	1	0,0132				
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	14,1	3	14,1	4,2	3			0,0052	1	0,0052				
bj zeta; Ornatenton	14,1	21	15,0	5,5	20	14,1	3,6	< 0,0045	1					
wj alpha; Grenzglaukonit	15,2	3	15,2	2,8	3			nicht gemessen						
wj alpha, Untere Weißjuramergel	6,7	7	6,7	5,9	7			< 0,0045	2					
ob. wj gamma, Mergel	3,1	12	3,1	2,3	12			0,0130	2	0,0130	0,0028			

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.4.: Durchschnittliche Cadmiumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
1,5 mg/kg (nur für Gesamtgehalte)	5 µg/l (nur für S4-Werte)	Z 0 : 0,6 mg/kg Z 1.1 : 1 mg/kg Z 1.2 : 3 mg/kg Z 2 : 10 mg/kg	Z 0 : 2 µg/l Z 1.1 : 2 µg/l Z 1.2 : 5 µg/l Z 2 : 10 µg/l nur für S4-Werte

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,002							0,0006						
so, Röttone	**1,04**	10	1,04	0,18	10			< 0,0006	10					
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,54	5	0,54	0,18	5			< 0,0006	5					
mo2, Tonhorizonte	**0,92**	10	0,92	0,14	10			< 0,0006	10					
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,49	5	0,49	0,11	5			< 0,0006	5					
ku Basis, Vitriolschiefer	0,50	10	0,50	0,17	10			< 0,0006	10					
ku, Estherienschichten	0,44	5	0,44	0,11	5			< 0,0006	4					
km1, Grundgipsschichten	**0,76**	10	0,76	0,77	10			**0,0066**	10	0,0147	0,0148	7	0,0066	0,0022
km1, Bochinger Horizont	0,31	6	0,31	0,20	6			0,00067	4	0,0007	0,0005	4		
km1, Dunkelrote Mergel	**0,93**	5	0,93	0,11	5			< 0,0006	4					
km1, Mittlerer Gipshorizont	0,21	5	0,21	0,22	5			0,00149	5	0,0015	0,0014	5		
km1, Estherienschichten	0,55	6	0,55	0,26	6			< 0,0006	4					
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	**0,91**	5	0,91	0,10	5			< 0,0006	5					
km2, Schilfsandstein	0,52	3	0,52	0,12	3			< 0,0006	3					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	**0,85**	5	0,85	0,37	5			< 0,0006	5					
km3u, Rote Wand	**0,99**	6	0,99	0,07	6			< 0,0006	6					
km3u, Untere Bunte Mergel	**0,69**	6	0,69	0,19	6			< 0,0006	6					
km3l, Lehrbergschichten	**1,35**	1	1,35					< 0,0006	1					
km3o, Obere Bunte Mergel	0,45	10	0,45	0,20	10			< 0,0006	10	0,0009	0,0015	9	0,0004	0,0002
km4, Stubensandstein	0,30	4	0,30	0,39	4			< 0,0006	3					
km5, Knollenmergel	**0,61**	8	0,61	0,09	8			< 0,0006	8					
ko, Rhät-Tonstein	0,11	1	0,11					< 0,0006	1					
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	**0,74**	2	0,74	0,36				0,00072	2	0,0007	0,0006			
sj alpha1, Psilonotentone	0,30	6	0,30	0,31	6			< 0,0006	5					
sj alpha2, Angulatensandstein	**1,67**	2	1,67	2,06				0,00104	2	0,0010	0,0010			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	**0,60**	1	0,60					< 0,0006	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	**1,05**	2	1,05	0,06				< 0,0006	2					
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	0,37	5	0,37	0,38				< 0,0006	5					
sj delta, Obere Schwarzjuratone	**1,21**	3	1,21	0,28	3			< 0,0006	3					
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**1,82**	10	1,82	0,71	10			**0,0097**	10	0,0097	0,0088	10		
sj epsilon2, Tonmergel	**2,22**	10	2,22	0,49	10			**0,0034**	10	0,0034	0,0040	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	**1,13**	5	1,13	0,33	5			0,00092	5	0,0009	0,0009	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**3,23**	10	3,23	2,01	10			**0,0062**	10	0,0062	0,0075	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**4,77**	5	4,77	1,33	5			0,00163	5	0,0016	0,0020	5		
bj alpha, Opalinuston	**1,22**	15	1,22	0,63	15			< 0,0006	15					
bj beta; Zopfplatten	< 0,002	5						< 0,0006	5					
bj beta; Tolutariazone	< 0,002	4						< 0,0006	4					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	< 0,002	12						< 0,0006	12					
bj beta; Personatensandstein	< 0,002	6						< 0,0006	6					
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	< 0,002	15						< 0,0006	13					
bj gamma; Wedelsandstein	< 0,002	29						< 0,0006	29					
bj delta; Dorsetensienbank	< 0,002	8	0,06	0,17	7	0,001	0,00	0,00065	5	0,0006	0,0004	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	< 0,002	5						< 0,0006	4					
bj delta; Coronatenschichten	< 0,002	6	0,03	0,07	5	0,001	0,00	< 0,0006	6					
bj delta; Blagdeni-Schichten	< 0,002	10	0,02	0,05	9	0,001	0,00	< 0,0006	10					
bj delta; Subfurcatus-Oolith	< 0,002	5						0,00062	4	0,0006	0,0004	4		
bj delta; Hamitenton	< 0,002	19	0,14	0,53	17	0,001	0,00	< 0,0006	19					
bj delta; Parkinsoni-Oolith	< 0,002	1						< 0,0006	1					
bj epsilon; Obere Braunjuratone	< 0,002	4						< 0,0006	4					
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	< 0,002	3						< 0,0006	3					
bj zeta; Ornatenton	< 0,002	21	0,03	0,06	17	0,001	0,00	< 0,0006	20					
wj alpha; Grenzglaukonit	0,17	3	0,17	0,20	3			< 0,0006	3					
wj alpha, Untere Weißjuramergel	**0,67**	7	0,67	0,11	7			< 0,0006	7					
ob. wj gamma, Mergel	0,49	12	0,49	0,10	12			< 0,0006	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.5.: Durchschnittliche Cobaltgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]
50 mg/kg
(nur für Gesamtgehalte)

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,003							0,0015						
so, Röttone	3,9	10	3,9	0,61	10			< 0,0015	10					
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	6,9	5	6,9	1,03	5			< 0,0015	5	0,0025	0,0039	4	0,0008	0,0000
mo2, Tonhorizonte	17,5	10	17,9	4,31	8	17,5	2,77	< 0,0015	10					
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	7,3	5	7,3	2,24	5			< 0,0015	5	0,0590	0,1302	4	0,0008	0,0000
ku Basis, Vitriolschiefer	14,7	10	14,7	4,06	10			< 0,0015	10	0,0903	0,2589	8	0,0008	0,0000
ku, Estherienschichten	8,2	5	8,2	1,66	5			0,2191	4	0,2191	0,2522	4		
km1, Grundgipsschichten	1,7	10	2,3	2,48	9	1,7	1,68	0,0226	10	0,0381	0,0363	8	0,0226	0,0131
km1, Bochinger Horizont	7,4	6	7,4	6,37	6			< 0,0015	4					
km1, Dunkelrote Mergel	13,7	5	13,7	1,02	5			< 0,0015	4					
km1, Mittlerer Gipshorizont	2,0	5	2,0	2,03	5			0,0068	5	0,0068	0,0046	5		
km1, Estherienschichten	7,2	6	8,6	3,62	5	7,2	1,30	< 0,0015	4					
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	8,8	5	8,8	0,73	5			< 0,0015	5					
km2, Schilfsandstein	9,8	3	9,8	3,51	3			< 0,0015	3					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	10,4	5	10,4	1,86	5			< 0,0015	5					
km3u, Rote Wand	11,9	6	12,4	2,61	3	11,9	1,57	< 0,0015	6					
km3u, Untere Bunte Mergel	13,3	6	13,3	1,36	6			< 0,0015	6					
km3l, Lehrbergschichten	13,3	1	13,3					< 0,0015	1					
km3o, Obere Bunte Mergel	9,2	10	9,6	3,66	3	9,2	0,92	< 0,0015	10					
km4, Stubensandstein	6,2	4	6,2	2,41	4			< 0,0015	3					
km5, Knollenmergel	8,0	8	8,0	2,01	8			< 0,0015	8					
ko, Rhät-Tonstein	26,0	1	26,0					0,0036	1	0,0036				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	9,9	2	9,9	6,93				0,0026	2	0,0026	0,0026			
sj alpha1, Psilonotentone	19,3	6	19,3	2,75	6			< 0,0015	5					
sj alpha2, Angulatensandstein	9,5	2	9,5	10,82				0,0050	2	0,0050	0,0060			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	8,9	1	8,9					< 0,0015	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	18,8	2	18,8	0,37				0,0018	2	0,0018	0,0015			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	14,0	5	14,0	8,74	5			0,0015	5	0,0015	0,0010	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	20,3	3	20,3	1,36	3			< 0,0015	3					
sj epsilon1, Seegrasschiefer	9,9	10	9,9	2,02	10			0,0330	10	0,0330	0,0228	10		
sj epsilon2, Tonmergel	9,5	10	9,5	2,46	10			0,0097	10	0,0097	0,0128	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	6,4	5	6,4	3,47	5			0,0029	5	0,0029	0,0029	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	14,6	10	14,6	1,37	10			0,0238	10	0,0238	0,0212	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	16,0	5	16,0	3,19	5			0,0024	5	0,0024	0,0017	5		
bj alpha, Opalinuston	16,2	15	16,3	1,99	13	16,2	1,52	< 0,0015	15	0,0226	0,0839	14	0,0010	0,0005
bj beta; Zopfplatten	12,3	5	15,1	6,25	4	12,3	0,96	< 0,0015	5					
bj beta; Tolutariazone	17,6	4	17,6	7,24	4			< 0,0015	4					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	11,0	12	13,4	9,91	11	11,0	5,79	0,0016	12	0,0068	0,0180	11	0,0016	0,0015
bj beta; Personatensandstein	14,6	6	14,6	2,90	6			0,0032	6	0,0032	0,0015	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	32,3	15	32,3	28,30	15			0,0050	13	0,0713	0,2158	11	0,0050	0,0060
bj gamma; Wedelsandstein	11,4	29	11,8	4,16	28	11,4	3,51	< 0,0015	29	0,0015	0,0012	27	0,0013	0,0008
bj delta; Dorsetensienbank	14,0	8	14,0	3,91	8			0,0019	5	0,0019	0,0010	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	13,3	5	13,3	6,48	5			< 0,0015	4					
bj delta; Coronatenschichten	12,9	6	12,9	4,07	6			0,0016	6	0,0016	0,0011	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	13,9	10	13,9	3,51	10			< 0,0015	10					
bj delta; Subfurcatus-Oolith	30,9	5	30,9	9,88	5			0,0020	4	0,0020	0,0012	4		
bj delta; Hamitenton	14,3	19	14,3	3,12	19			< 0,0015	19					
bj delta; Parkinsoni-Oolith	**154,8**	1	154,8					0,0100	1	0,0100				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	39,7	4	39,7	36,07	4			< 0,0015	4					
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	**55,7**	3	55,7	34,90	3			< 0,0015	3					
bj zeta; Ornatenton	15,5	21	19,9	12,46	18	15,5	3,00	< 0,0015	20					
wj alpha; Grenzglaukonit	20,6	3	20,6	13,91	3			< 0,0015	3	0,0016	0,0014	2	0,0008	0,0000
wj alpha, Untere Weißjuramergel	5,7	7	5,7	0,66	7			< 0,0015	7					
ob. wj gamma, Mergel	3,7	12	3,7	1,33	12			< 0,0015	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.6.: Durchschnittliche Nickelgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
50 mg/kg (nur für Gesamtgehalte)	50 µg/l (nur für S4-Werte)	Z 0 : 40 mg/kg Z 1.1 : 100 mg/kg Z 1.2 : 200 mg/kg Z 2 : 600 mg/kg	Z 0 : 40 µg/l Z 1.1 : 50 µg/l Z 1.2 : 150 µg/l Z 2 : 200 µg/l nur für S4-Werte

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,004							0,0020						
so, Röttone	14	10	14	3,1	10			< 0,002	10					
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	32	5	32	6,1	5			< 0,002	5	0,0059	0,0099	3	0,0010	0,0000
mo2, Tonhorizonte	**64**	10	69	17,4	9	64	9,5	< 0,002	10					
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	33	5	33	8,5	5			< 0,002	5					
ku Basis, Vitriolschiefer	**65**	10	74	20,0	8	65	4,4	0,0032	10	0,0032	0,0014	10		
ku, Estherienschichten	**53**	5	53	5,2	5			< 0,002	4					
km1, Grundgipsschichten	2	10	3	3,3	9	2	2,0	**0,0688**	10	0,0688	0,0491	10		
km1, Bochinger Horizont	19	6	19	15,9	6			0,0020	4	0,0020	0,0012	4		
km1, Dunkelrote Mergel	**46**	5	46	3,1	5			< 0,002	4					
km1, Mittlerer Gipshorizont	10	5	10	5,5	5			0,0215	5	0,0215	0,0134	5		
km1, Estherienschichten	21	6	25	10,6	5	21	4,4	< 0,002	4					
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	28	5	28	2,9	5			0,0075	5	0,0075	0,0078	5		
km2, Schilfsandstein	34	3	34	14,0	3			< 0,002	3					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	36	5	36	3,2	5			< 0,002	5					
km3u, Rote Wand	36	6	36	4,4	6			< 0,002	6					
km3u, Untere Bunte Mergel	35	6	35	4,4	6			0,0108	6	0,0108	0,0159	6		
km3l, Lehrbergschichten	**43**	1	43					< 0,002	1					
km3o, Obere Bunte Mergel	31	10	31	8,6	10			< 0,002	10					
km4, Stubensandstein	20	4	20	8,9	4			0,0036	3	0,0036	0,0013	3		
km5, Knollenmergel	28	8	28	7,0	8			< 0,002	8					
ko, Rhät-Tonstein	23	1	23					< 0,002	1					
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	17	2	17	14,9				0,0021	2	0,0021	0,0016			
sj alpha1, Psilonotentone	31	6	35	8,9	5	31	0,9	< 0,002	5					
sj alpha2, Angulatensandstein	19	2	19	20,1				0,0157	2	0,0157	0,0208			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	18	1	18					< 0,002	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	**46**	2	46	0,04				0,0043	2	0,0043	0,0003			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	**59**	5	59	14,5	5			0,0060	5	0,0060	0,0044	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	**124**	3	124	24,4	3			< 0,002	3					
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**99**	10	99	20,9	10			**0,1052**	10	0,1052	0,0751	10		
sj epsilon2, Tonmergel	**78**	10	78	8,8	10			0,0273	10	0,0273	0,0104	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	29	5	29	16,2	5			0,0125	5	0,0125	0,0111	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**97**	10	103	9,8	3	97	1,0	**0,0738**	10	0,0738	0,0357	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**117**	5	117	22,1	5			0,0241	5	0,0241	0,0195	5		
bj alpha, Opalinuston	38	15	38	4,0	15			0,0023	15	0,0023	0,0016	15		
bj beta; Zopfplatten	25	5	29	8,2	4	25	2,5	0,0024	5	0,0024	0,0014	5		
bj beta; Tolutariazone	35	4	35	14,0	4			< 0,002	4					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	25	12	29	19,0	11	25	14,0	0,0021	12	0,0131	0,0368	10	0,0021	0,0008
bj beta; Personatensandstein	39	6	39	20,3	6			0,0057	6	0,0057	0,0040	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	**60**	15	60	38,2	15			0,0060	13	0,1092	0,3576	11	0,0060	0,0082
bj gamma; Wedelsandstein	26	29	28	8,3	28	26	5,7	0,0021	29	0,0027	0,0024	27	0,0021	0,0011
bj delta; Dorsetensienbank	33	8	33	10,1	8			0,0024	5	0,0024	0,0014	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	**45**	5	45	26,6	5			0,0025	4	0,0025	0,0021	4		
bj delta; Coronatenschichten	35	6	35	9,2	6			0,0025	6	0,0025	0,0018	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	36	10	36	5,6	10			0,0026	10	0,0026	0,0018	10		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	**61**	5	61	18,6	5			0,0049	4	0,0049	0,0009	4		
bj delta; Hamitenton	36	19	39	12,8	18	36	7,6	0,0022	19	0,0040	0,0050	16	0,0022	0,0014
bj delta; Parkinsoni-Oolith	**166**	1	166					0,0244	1	0,0244				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	**60**	4	96	70,5	3	60	4,6	0,0061	4	0,0061	0,0063	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	**95**	3	95	30,0	3			< 0,002	3					
bj zeta; Ornatenton	**53**	21	58	24,2	19	53	16,7	0,0022	20	0,0022	0,0018	20		
wj alpha; Grenzglaukonit	**80**	3	80	42,4	3			0,0044	3	0,0044	0,0030	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	21	7	21	2,7	7			< 0,002	7	0,0022	0,0020	6	0,0015	0,0009
ob. wj gamma, Mergel	19	12	19	5,4	12			< 0,002	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.7.: Durchschnittliche Chromgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
100 mg/kg	50 µg/l	Z 0 : 50 mg/kg Z 1.1 : 100 mg/kg Z 1.2 : 200 mg/kg Z 2 : 600 mg/kg	Z 0 : 15 µg/l Z 1.1 : 30 µg/l Z 1.2 : 75 µg/l Z 2 : 150 µg/l
(nur für Gesamtgehalte)	(nur für S4-Werte)		nur für S4-Werte

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,001							0,0010						
so, Röttone	25	10	25	3,1	10			0,0023	10	0,0033	0,0035	9	0,0023	0,0020
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	19	5	19	2,4	5			< 0,001	5	0,0030	0,0049	3	0,0005	0,0000
mo2, Tonhorizonte	43	10	45	9,3	9	43	7,4	< 0,001	10					
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	25	5	25	6,0	5			0,0010	5	0,0010	0,0005	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	47	10	51	12,6	7	47	1,8	< 0,001	10					
ku, Estherienschichten	**53**	5	56	7,7	4	53	2,0	< 0,001	4					
km1, Grundgipsschichten	2	10	3	3,0	9	2	2,0	**0,0725**	10	0,1556	0,1694	7	0,0725	0,0247
km1, Bochinger Horizont	23	6	23	17,7	6			0,0018	4	0,0018	0,0015	4		
km1, Dunkelrote Mergel	**53**	5	53	5,2	5			0,0010	4	0,0010	0,0006	4		
km1, Mittlerer Gipshorizont	11	5	11	6,9	5			**0,0252**	5	0,0252	0,0170	5		
km1, Estherienschichten	28	6	28	11,5	6			0,0012	4	0,0012	0,0008	4		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	33	5	33	4,2	5			0,0010	5	0,0010	0,0005	5		
km2, Schilfsandstein	27	3	27	8,6	3			0,0023	3	0,0023	0,0013	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	41	5	41	3,3	5			0,0020	5	0,0020	0,0009	5		
km3u, Rote Wand	**51**	6	51	6,7	6			0,0025	6	0,0025	0,0028	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	38	6	38	6,1	6			0,0028	6	0,0028	0,0025	6		
km3l, Lehrbergschichten	36	1	36					0,0020	1	0,0020				
km3o, Obere Bunte Mergel	31	10	31	9,6	10			0,0019	10	0,0034	0,0036	8	0,0019	0,0011
km4, Stubensandstein	20	4	20	15,8	4			0,0040	3	0,0040	0,0051	3		
km5, Knollenmergel	26	8	26	5,6	8			< 0,001	8	0,0014	0,0015	7	0,0009	0,0007
ko, Rhät-Tonstein	18	1	18					< 0,001	1					
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	7	2	7	0,6				< 0,001	2					
sj alpha1, Psilonotentone	30	6	30	3,1	6			0,0016	5	0,0016	0,0007	5		
sj alpha2, Angulatensandstein	12	2	12	4,0				< 0,001	2					
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	23	1	23					< 0,001	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	40	2	40	1,1				0,0056	2	0,0056	0,0057			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	14	5	14	4,4	5			< 0,001	5					
sj delta, Obere Schwarzjuratone	45	3	45	3,9	3			0,0029	3	0,0029	0,0016	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	30	10	30	6,2	10			**0,0586**	10	0,0586	0,0506	10		
sj epsilon2, Tonmergel	32	10	34	6,2	9	32	4,0	0,0122	10	0,0173	0,0204	9	0,0122	0,0135
sj epsilon2, Stinkkalke	9	5	9	5,9	5			0,0041	5	0,0041	0,0058	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	28	10	28	3,0	10			**0,0353**	10	0,0353	0,0319	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	36	5	36	2,2	5			0,0010	5	0,0034	0,0052	4	0,0010	0,0006
bj alpha, Opalinuston	49	15	49	4,0	15			< 0,001	15					
bj beta; Zopfplatten	18	5	26	18,3	4	18	3,3	< 0,001	5					
bj beta; Tolutariazone	23	4	28	11,8	3	23	2,5	< 0,001	4					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	17	12	19	9,7	11	17	7,0	< 0,001	12					
bj beta; Personatensandstein	19	6	20	3,5	5	19	2,0	0,0010	6	0,0010	0,0008	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	24	15	43	45,5	12	24	12,6	0,0011	13	0,0011	0,0010	13		
bj gamma; Wedelsandstein	14	29	14	4,0	29			< 0,001	29					
bj delta; Dorsetensienbank	14	8	23	24,6	7	14	3,3	< 0,001	5					
bj delta; Humphriesi-Oolith	12	5	99	174,8	4	12	3,6	< 0,001	4					
bj delta; Coronatenschichten	19	6	72	101,4	4	19	5,4	0,0011	6	0,0011	0,0005	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	21	10	27	36,2	8	21	3,4	< 0,001	10					
bj delta; Subfurcatus-Oolith	**176**	5	176	108,8	5			< 0,001	4					
bj delta; Hamitenton	23	19	23	5,2	19			< 0,001	19					
bj delta; Parkinsoni-Oolith	**318**	1	318					< 0,001	1					
bj epsilon; Obere Braunjuratone	25	4	112	174,6	3	25	3,5	< 0,001	4					
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	**437**	3	437	470,6	3			< 0,001	3					
bj zeta; Ornatenton	22	21	37	48,6	15	22	2,6	< 0,001	20					
wj alpha; Grenzglaukonit	29	3	29	19,6	3			< 0,001	3	0,0010	0,0009	2	0,0005	0,0000
wj alpha, Untere Weißjuramergel	27	7	27	2,5	7			< 0,001	7					
ob. wj gamma, Mergel	13	12	13	3,2	12			< 0,001	12					

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.8.: Durchschnittliche V - und As - Gehalte in den geologischen Formationen:

V-Grenzwert n. KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	As-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE [1993]	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:
50 mg/kg (nur für Gesamtgehalte)	20 mg/kg (nur für Gesamtgehalte)	Z 0 : 20 mg/l Z 1.1 : 30 mg/l Z 1.2 : 50 mg/l Z 2 : 150 mg/l nur für Arsen

Geologische Formation	V-Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	As-Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,001							0,0008						
so, Röttone	22	10	22	2,6	10			12,00	10	12,00	4,63	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	16	5	16	2,6	5			4,83	4	4,83	2,17	4		
mo2, Tonhorizonte	23	10	24	3,8	9	23	2,6	3,85	10	3,85	0,82	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	18	5	18	3,5	5			3,95	5	3,95	1,04	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	23	10	25	6,1	7	23	1,6	4,28	8	6,47	4,58	6	4,28	0,89
ku, Estherienschichten	25	5	25	3,4	5			0,67	3	0,67	0,58	3		
km1, Grundgipsschichten	3	10	4	4,9	9	3	3,2	1,49	9	1,87	1,29	8	1,49	0,63
km1, Bochinger Horizont	23	6	23	17,7	6			11,92	6	11,92	11,07	6		
km1, Dunkelrote Mergel	37	5	37	2,3	5			3,86	5	3,86	0,54	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	9	5	10	5,8	3	9	5,2	1,60	4	1,60	1,26	4		
km1, Estherienschichten	21	6	28	17,9	5	21	3,7	2,75	6	2,75	1,68	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	28	5	28	3,0	5			2,69	5	2,69	0,66	5		
km2, Schilfsandstein	22	3	22	5,0	3			2,87	3	2,87	2,77	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	28	5	28	1,1	5			7,50	5	7,50	2,95	5		
km3u, Rote Wand	21	6	22	4,9	4	21	2,3	9,84	6	9,84	5,53	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	30	6	30	7,3	6			5,79	6	5,79	4,48	6		
km3l, Lehrbergschichten	35	1	35					0,14	1	0,14				
km3o, Obere Bunte Mergel	32	10	32	13,6	10			1,01	10	1,01	0,79	10		
km4, Stubensandstein	29	4	29	18,4	4			1,94	4	1,94	2,56	4		
km5, Knollenmergel	32	8	32	26,8	8			0,35	8	1,20	2,42	7	0,35	0,33
ko, Rhät-Tonstein	18	1	18					**23,49**	1	23,49				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	11	2	11	8,3				1,49	1	1,49				
sj alpha1, Psilonotentone	23	6	23	5,1	6			16,40	6	16,40	9,29	6		
sj alpha2, Angulatensandstein	26	2	26	12,7				5,30	1	5,30				
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	31	1	31					6,28	1	6,28				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	45	2	45	0,5				11,47	2	11,47	1,27			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	11	5	11	4,8	5			7,42	5	7,42	3,94	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	46	3	46	6,5				8,49	3	8,49	0,56	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**95**	10	95	22,6	10			13,16	10	16,71	11,56	9	13,16	2,98
sj epsilon2, Tonmergel	**79**	10	79	19,2	10			11,26	10	13,13	4,42	8	11,26	1,80
sj epsilon2, Stinkkalke	30	5	30	9,7	5			5,35	5	5,35	2,06	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**87**	10	87	8,6	10			15,74	10	18,42	8,77	9	15,74	2,44
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**116**	5	116	13,2	5			14,97	4	16,35	2,77	3	14,97	0,46
bj alpha, Opalinuston	**55**	15	60	11,6	13	55	3,7	11,95	15	12,90	2,79	13	11,95	1,28
bj beta; Zopfplatten	17	5	35	41,0	4	17	3,4	19,26	4	19,26	10,27	4		
bj beta; Tolutariazone	24	4	40	30,7	3	24	3,1	**21,75**	3	21,75	11,08	3		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	30	12	30	22,2	12			**24,91**	6	24,91	23,20	6		
bj beta; Personatensandstein	22	6	22	4,8	6			**20,14**	5	20,14	9,75	5		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	6	15	80	123,0	9	6	6,0	**35,19**	4	35,19	25,51	4		
bj gamma; Wedelsandstein	13	29	15	6,9	27	13	4,8	10,36	9	10,36	4,11	9		
bj delta; Dorsetensienbank	18	8	34	44,1	7	18	6,0	19,50	6	19,50	9,74	6		
bj delta; Humphriesi-Oolith	17	5	146	288,0	4	17	6,5	**30,39**	4	30,39	46,49	4		
bj delta; Coronatenschichten	24	6	102	143,1	4	24	8,1	**36,41**	4	39,96	7,10	3	36,41	0,57
bj delta; Blagdeni-Schichten	25	10	36	28,6	8	25	3,9	**24,40**	5	24,40	15,41	5		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	**259**	5	259	198,5	5			**63,73**	4	63,73	25,09	4		
bj delta; Hamitenton	24	19	36	50,3	18	24	4,2	**25,29**	5	25,29	11,63	5		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	**196**	1	196					**440,71**	1	440,71				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	31	4	102	140,8	3	31	6,1	**32,77**	2	32,77	6,70			
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	**359**	3	359	329,3	3			**45,06**	2	45,06	16,52			
bj zeta; Ornatenton	17	21	33	54,4	18	17	6,3	**33,45**	7	33,45	34,45	7		
wj alpha; Grenzglaukonit	25	3	25	18,4	3			5,67	3	8,38	4,70	2	5,67	0,05
wj alpha, Untere Weißjuramergel	35	7	35	3,9	7			2,69	6	2,69	1,46	6		
ob. wj gamma, Mergel	10	12	10	2,6	12			1,02	12	1,45	1,70	11	1,02	0,82

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)

n = Probenanzahl

x = Mittelwert aller Meßwerte

s = Standardabweichung aller Meßwerte

n_E = Anzahl der Extremwerte

x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung

s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.9.: Durchschnittliche Kupfergehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert nach KLOKE [1980] bzw. AbfKlärV [1992] bzw. VwV an. Schadst.[B.-W. 1993]	Grenzwert TrinkwV [1990]:	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:	Z - Werte (Eluat) LAGA [1994]:
60 mg/kg	3 mg/l	Z 0 : 40 mg/kg	Z 0 : 50 µg/l
		Z 1.1 : 100 mg/kg	Z 1.1 : 50 µg/l
		Z 1.2 : 200 mg/kg	Z 1.2 : 150 µg/l
(nur für Gesamtgehalte)	(nur für S4-Werte)	Z 2 : 600 mg/kg	Z 2 : 300 µg/l

nur für S4-Werte

Geologische Formation	Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	S4	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,01							0,0010						
so, Röttone	0,8	10	1,1	1,2	9	0,8	0,6	0,0021	10	0,0021	0,0009	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	17,0	5	17,0	2,3	5			0,0023	5	0,0060	0,0085	4	0,0023	0,0011
mo2, Tonhorizonte	**41,7**	10	42,6	8,4	4	41,7	4,2	0,0014	10	0,0014	0,0007	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	19,2	5	19,2	4,2	5			0,0012	5	0,0012	0,0010	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	**41,2**	10	41,2	9,2	10			< 0,001	10	0,0013	0,0014	9	0,0008	0,0005
ku, Estherienschichten	**44,4**	5	44,4	33,4	5			0,0020	4	0,0020	0,0011	4		
km1, Grundgipsschichten	3,8	10	5,5	6,4	9	3,8	3,7	**0,1236**	10	0,1546	0,1251	9	0,1236	0,0821
km1, Bochinger Horizont	8,3	6	33,9	63,3	5	8,3	10,5	0,0050	4	0,0050	0,0012	4		
km1, Dunkelrote Mergel	1,3	5	1,3	0,6	5			0,0014	4	0,0014	0,0011	4		
km1, Mittlerer Gipshorizont	4,3	5	12,4	17,7	4	4,3	1,2	0,0415	5	0,0415	0,0265	5		
km1, Estherienschichten	1,4	6	37,0	87,2	5	1,4	1,3	0,0026	4	0,0026	0,0025	4		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	< 0,01	5	0,04	0,08	4	0,005	0,0	0,0023	5	0,0023	0,0011	5		
km2, Schilfsandstein	1,5	3	1,5	2,1	3			< 0,001	3					
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	2,8	5	2,8	2,4	5			0,0019	5	0,0019	0,0009	5		
km3u, Rote Wand	1,3	6	1,3	1,7	6			0,0014	6	0,0014	0,0007	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	2,9	6	16,1	32,4	5	2,9	0,4	< 0,001	6	0,0032	0,0052	4	0,0005	0,0000
km3l, Lehrbergschichten	5,3	1	5,3					0,0012	1	0,0012				
km3o, Obere Bunte Mergel	32,9	10	32,9	31,1	10			0,0014	10	0,0014	0,0009	10		
km4, Stubensandstein	19,5	4	19,5	27,7	4			< 0,001	3					
km5, Knollenmergel	0,5	8	4,3	7,8	6	0,5	0,6	< 0,001	8	0,0014	0,0015	5	0,0005	0,0000
ko, Rhät-Tonstein	21,9	1	21,9					0,0036	1	0,0036				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	13,9	2	13,9	14,7				0,0032	2	0,0032	0,0039			
sj alpha1, Psilonotentone	20,6	6	20,6	3,8	6			0,0027	5	0,0027	0,0015	5		
sj alpha2, Angulatensandstein	3,1	2	3,1	0,3				0,0142	2	0,0142	0,0184			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	17,4	1	17,4					< 0,001	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	26,0	2	26,0	0,7				0,0017	2	0,0017	0,0017			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	13,0	5	13,6	7,6	2	13,0	2,6	0,0022	5	0,0022	0,0014	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	27,2	3	27,2	5,3	3			0,0035	3	0,0035	0,0003	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**44,6**	10	44,6	4,0	10			**0,0760**	10	0,0760	0,0584	10		
sj epsilon2, Tonmergel	**46,7**	10	46,7	4,8	10			0,0090	10	0,0090	0,0098	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	27,9	5	27,9	16,4	5			0,0071	5	0,0071	0,0042	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**57,5**	10	57,5	2,9	10			0,0373	10	0,0373	0,0397	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**54,5**	5	54,5	4,0	5			0,0061	5	0,0096	0,0080	4	0,0061	0,0019
bj alpha, Opalinuston	24,1	15	24,1	4,4	15			0,0020	15	0,0020	0,0012	15		
bj beta; Zopfplatten	14,8	5	14,8	2,1	5			0,0019	5	0,0019	0,0012	5		
bj beta; Tolutariazone	15,1	4	15,1	8,9	4			0,0017	4	0,0017	0,0006	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	8,8	12	8,8	6,6	12			0,0023	12	0,0023	0,0015	12		
bj beta; Personatensandstein	10,1	6	10,1	2,9	6			0,0035	6	0,0035	0,0012	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	4,1	15	4,1	3,8	15			< 0,001	13	0,0031	0,0051	9	0,0007	0,0003
bj gamma; Wedelsandstein	10,4	29	10,4	4,8	29			0,0017	29	0,0017	0,0011	29		
bj delta; Dorsetensienbank	9,1	8	9,1	3,7	8			0,0025	5	0,0025	0,0007	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	4,9	5	4,9	1,4	5			0,0038	4	0,0038	0,0032	4		
bj delta; Coronatenschichten	5,2	6	5,2	4,4	6			0,0025	6	0,0025	0,0018	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	11,3	10	11,3	2,3	10			0,0015	10	0,0015	0,0006	10		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	8,2	5	8,2	7,0	5			0,0047	4	0,0047	0,0038	4		
bj delta; Hamitenton	12,2	19	13,4	6,1	18	12,2	3,2	0,0016	19	0,0020	0,0017	17	0,0016	0,0010
bj delta; Parkinsoni-Oolith	18,0	1	18,0					0,0019	1	0,0019				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	25,5	4	25,5	15,9	4			0,0025	4	0,0025	0,0015	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	12,3	3	12,3	10,6	3			0,0016	3	0,0016	0,0005	3		
bj zeta; Ornatenton	18,4	21	18,4	6,6	21			0,0017	20	0,0020	0,0016	19	0,0017	0,0010
wj alpha; Grenzglaukonit	13,6	3	13,6	4,8	3			0,0049	3	0,0049	0,0055	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	6,8	7	6,8	0,7	7			< 0,001	7					
ob. wj gamma, Mergel	5,4	12	5,4	1,4	12			0,0012	12	0,0012	0,0009	12		

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.10.: Durchschnittliche Bariumgehalte in den geologischen Formationen:

Grenzwert TrinkwV [1990]:	**Prüfwert nach "Hollandliste" [1988]**
1 mg/l	**400 mg/kg**
(nur für S4-Werte)	(nur für Gesamtgehalte)

Geologische Formation	**Ges.**	n	x	s	n_E	x_E	s_E	**S4**	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	1,5							0,0010						
so, Röttone	< 1,5	10	14	26	6	1	0	0,0038	10	0,0038	0,0013	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	< 1,5	5						0,0075	5	0,0309	0,0523	4	0,0075	0,0017
mo2, Tonhorizonte	< 1,5	10	4	12	9	1	0	0,0091	10	0,0148	0,0107	7	0,0091	0,0021
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	< 1,5	5						0,0067	5	0,0067	0,0010	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	20	10	22	5	8	20	3	0,0053	10	0,0060	0,0026	9	0,0053	0,0015
ku, Estherienschichten	98	5	100	4	4	98	2	0,0201	4	0,0244	0,0087	3	0,0201	0,0015
km1, Grundgipsschichten	< 1,5	10	2	3	9	1	0	0,3047	10	0,3047	0,2310	10		
km1, Bochinger Horizont	40	6	40	32	6			0,0314	4	0,0314	0,0119	4		
km1, Dunkelrote Mergel	120	5	120	20	5			0,0388	4	0,0315	0,0144	3	0,0388	0,0003
km1, Mittlerer Gipshorizont	46	5	46	19	5			0,1515	5	0,1515	0,1056	5		
km1, Estherienschichten	87	6	108	54	5	87		0,0831	4	0,0831	0,0360	4		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	148	5	148	27	5			0,0362	5	0,0362	0,0196	5		
km2, Schilfsandstein	37	3	37	8	3			0,0041	3	0,0041	0,0028	3		
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	188	5	188	56	5			0,0561	5	0,0479	0,0188	4	0,0561	0,0052
km3u, Rote Wand	189	6	189	15	6			0,0575	6	0,0575	0,0108	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	179	6	271	233	5	179	63	0,1907	6	0,1907	0,2036	6		
km3l, Lehrbergschichten	227	1	227					0,0673	1	0,0673				
km3o, Obere Bunte Mergel	169	10	285	367	9	169	42	0,0901	10	0,1089	0,0644	9	0,0901	0,0270
km4, Stubensandstein	231	4	231	242	4			0,0232	3	0,0232	0,0165	3		
km5, Knollenmergel	84	8	568	1089	5	84	24	0,0668	8	0,0668	0,0664	8		
ko, Rhät-Tonstein	11	1	11					0,0145	1	0,0145				
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	18	2	18	1				0,0145	2	0,0145	0,0023			
sj alpha1, Psilonotentone	43	6	43	11	6			0,0078	5	0,0078	0,0040	5		
sj alpha2, Angulatensandstein	33	2	33	7				0,0660	2	0,0660	0,0743			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	23	1	23					0,0251	1	0,0251				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	154	2	154	0				0,0049	2	0,0049	0,0001			
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	54	5	54	17	5			0,0217	5	0,0217	0,0062	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	134	3	134	53	3			0,0069	3	0,0069	0,0025	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	69	10	69	6	10			0,3280	10	0,3280	0,1843	10		
sj epsilon2, Tonmergel	71	10	71	5	10			0,1564	10	0,1564	0,1890	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	75	5	75	22	5			0,2252	5	0,2252	0,1822	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	81	10	81	4	10			0,1859	10	0,1859	0,1805	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	110	5	110	24	5			0,2124	5	0,2124	0,2327	5		
bj alpha, Opalinuston	59	15	59	4	15			0,0158	15	0,0174	0,0069	14	0,0158	0,0034
bj beta; Zopfplatten	198	5	198	206	5			0,0293	5	0,0245	0,0109	4	0,0293	0,0023
bj beta; Tolutariazone	19	4	19	3	4			0,0043	4	0,0043	0,0012	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	9	12	9	6	12			0,0076	12	0,0076	0,0051	12		
bj beta; Personatensandstein	11	6	11	3	6			0,0170	6	0,0170	0,0055	6		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	11	15	48	135	13	11	7	0,0113	13	0,0132	0,0089	12	0,0113	0,0060
bj gamma; Wedelsandstein	26	29	143	470	23	26	17	0,0171	29	0,0171	0,0098	29		
bj delta; Dorsetensienbank	16	8	46	70	6	16	5	0,0205	5	0,0205	0,0136	5		
bj delta; Humphriesi-Oolith	31	5	197	371	4	31	23	0,0121	4	0,0121	0,0059	4		
bj delta; Coronatenschichten	14	6	14	4	6			0,0085	6	0,0085	0,0024	6		
bj delta; Blagdeni-Schichten	22	10	55	79	8	22	6	0,0137	10	0,0137	0,0064	10		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	14	5	18	10	4	14	2	0,0100	4	0,0131	0,0062	3	0,0100	0,0006
bj delta; Hamitenton	18	19	18	3	19			0,0065	19	0,0065	0,0027	19		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	8	1	8					0,0063	1	0,0063				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	20	4	20	5	4			0,0072	4	0,0112	0,0081	3	0,0072	0,0013
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	20	3	20	8	3			0,0070	3	0,0070	0,0055	3		
bj zeta; Ornatenton	19	21	22	10	19	19	4	0,0144	20	0,0164	0,0148	19	0,0144	0,0122
wj alpha; Grenzglaukonit	52	3	815	1322	2	52	44	0,0496	3	0,0496	0,0276	3		
wj alpha, Untere Weißjuramergel	30	7	30	4	7			0,0072	7	0,0072	0,0022	7		
ob. wj gamma, Mergel	19	12	19	5	12			0,0026	12	0,0033	0,0026	11	0,0026	0,0007

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)
n = Probenanzahl
x = Mittelwert aller Meßwerte
s = Standardabweichung aller Meßwerte

S4 = S4-Elutionsgehalte (mg/l)
n_E = Anzahl der Extremwerte
x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung
s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.3.11.: Durchschnittliche Se - und Hg - Gehalte in d. geologischen Formationen:

Se-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE [1993]	Hg-Grenzwert nach EIKMANN-KLOKE [1993]	Z - Werte (Boden) LAGA [1994]:
1 mg/kg	**0,5 mg/kg**	**Z 0 : 0,3 mg/kg** nur
		Z 1.1 : 1 mg/kg für
		Z 1.2 : 3 mg/kg Hg
(nur für Gesamtgehalte)	(nur für Gesamtgehalte)	**Z 2 : 10 mg/kg**

Geologische Formation	Se-Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	Hg-Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E
Untere Nachweisgrenze	0,0005							0,0007						
so, Röttone	0,05	10	0,05	0,10	10			**1,16**	10	1,16	0,85	10		
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	0,27	4	0,27	0,08	4			0,27	4	0,27	0,18	4		
mo2, Tonhorizonte	0,03	10	0,06	0,10	9	0,03	0,04	0,07	10	0,07	0,11	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	0,08	5	0,08	0,05				0,06	5	0,06	0,08	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	< 0,0005	8	0,08	0,17	6	0,0003	0,00	0,05	8	0,05	0,09	8		
ku, Estherienschichten	< 0,0005	3	0,11	0,19	2	0,0003	0,00	< 0,0007	3					
km1, Grundgipsschichten	< 0,0005	9	0,01	0,02	8	0,0003	0,00	< 0,0007	9					
km1, Bochinger Horizont	< 0,0005	6	0,01	0,02	5	0,0003	0,00	< 0,0007	6	0,04	0,10	4	0,0004	0,00
km1, Dunkelrote Mergel	0,02	5	0,02	0,03	5			0,11	5	0,11	0,16	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	0,10	4	0,10	0,14	4			< 0,0007	4					
km1, Estherienschichten	0,02	6	0,06	0,09	5	0,02	0,03	0,04	6	0,04	0,07	6		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	0,18	5	0,18	0,17	5			0,07	5	0,07	0,11	5		
km2, Schilfsandstein	0,20	3	0,20	0,26	3			< 0,0007	3	0,05	0,09	2	0,0004	0,00
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	0,08	5	0,08	0,11	5			0,09	5	0,09	0,11	5		
km3u, Rote Wand	< 0,0005	6	0,04	0,11	5	0,0003	0,00	0,13	6	0,13	0,13	6		
km3u, Untere Bunte Mergel	0,46	6	0,46	0,38	6			0,14	6	0,14	0,15	6		
km3l, Lehrbergschichten	**1,04**	1	1,04					0,29	1	0,29				
km3o, Obere Bunte Mergel	0,07	10	0,11	0,16	9	0,07	0,09	< 0,0007	10	0,09	0,27	7	0,0004	0,00
km4, Stubensandstein	0,14	4	0,14	0,18	4			< 0,0007	4					
km5, Knollenmergel	0,13	8	0,13	0,13	8			< 0,0007	8					
ko, Rhät-Tonstein	0,19	1	0,19					< 0,0007	1					
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	0,16	1	0,16					< 0,0007	1					
sj alpha1, Psilonotentone	0,21	6	0,43	0,55	5	0,21	0,08	< 0,0007	6	0,02	0,05	5	0,0004	0,00
sj alpha2, Angulatensandstein	0,53	2	0,53	0,70				< 0,0007	2					
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	< 0,0005	1						< 0,0007	1					
sj beta, Untere Schwarzjuratone	0,20	2	0,20	0,17				< 0,0007	2					
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	0,24	5	0,24	0,21	5			< 0,0007	5					
sj delta, Obere Schwarzjuratone	0,11	3	0,11	0,10	3			< 0,0007	3					
sj epsilon1, Seegrasschiefer	**1,17**	10	1,17	0,93	10			< 0,0007	10	0,04	0,12	8	0,0004	0,00
sj epsilon2, Tonmergel	**1,78**	10	1,84	1,00	8	1,78	0,20	0,04	10	0,09	0,19	9	0,04	0,07
sj epsilon2, Stinkkalke	0,72	5	0,72	0,11	5			< 0,0007	5	0,01	0,01	4	0,0004	0,00
sj epsilon3, Wilde Schiefer	**1,91**	10	1,91	0,58	10			< 0,0007	10	0,04	0,12	8	0,0004	0,00
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	**1,86**	4	1,86	1,00	4			**1,07**	4	1,07	0,48	4		
bj alpha, Opalinuston	0,17	15	0,17	0,15	15			0,27	15	0,27	0,20	15		
bj beta; Zopfplatten	0,16	5	0,16	0,15	5			0,05	5	0,05	0,08	5		
bj beta; Tolutariazone	0,20	4	0,20	0,10	4			< 0,0007	4					
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	0,09	6	0,09	0,05	6			< 0,0007	6	0,03	0,06	5	0,0004	0,00
bj beta; Personatensandstein	0,15	5	0,15	0,14	5			< 0,0007	5					
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	0,16	7	0,16	0,13	7			< 0,0007	7	0,14	0,38	6	0,0004	0,00
bj gamma; Wedelsandstein	0,16	9	0,16	0,10	9			< 0,0007	9	0,02	0,05	8	0,0004	0,00
bj delta; Dorsetensienbank	0,26	6	0,26	0,22	6			< 0,0007	6					
bj delta; Humphriesi-Oolith	0,32	5	0,32	0,16	5			0,16	5	0,16	0,15	5		
bj delta; Coronatenschichten	0,30	6	0,39	0,23	5	0,30	0,06	< 0,0007	6					
bj delta; Blagdeni-Schichten	0,37	6	0,37	0,32	6			< 0,0007	6					
bj delta; Subfurcatus-Oolith	0,32	5	0,32	0,25	5			< 0,0007	5	0,06	0,13	4	0,0004	0,00
bj delta; Hamitenton	0,40	6	0,40	0,09	6			< 0,0007	6					
bj delta; Parkinsoni-Oolith	0,69	1	0,69					**0,32**	1	0,32				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	0,21	4	0,21	0,10	4			< 0,0007	4	0,25	0,49	3	0,0004	0,00
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	0,54	3	0,54	0,26	3			< 0,0007	3	0,17	0,29	2	0,0004	0,00
bj zeta; Ornatenton	0,42	8	0,60	0,55	7	0,42	0,19	< 0,0007	8	0,25	0,59	5	0,0004	0,00
wj alpha; Grenzglaukonit	0,57	3	0,57	0,24	3			< 0,0007	3					
wj alpha, Untere Weißjuramergel	0,24	6	0,24	0,17	6			< 0,0007	6	0,03	0,06	4	0,0004	0,00
ob. wj gamma, Mergel	0,05	12	0,16	0,27	10	0,05	0,08	0,04	12	0,07	0,13	11	0,04	0,07

Ges. = Gesamtgehalte (mg/kg)

n = Probenanzahl

x = Mittelwert aller Meßwerte

s = Standardabweichung aller Meßwerte

n_E = Anzahl der Extremwerte

x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung

s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tab. 7.4.1.: Durchschnittliche Kohlenstoffgehalte in den geologischen Formationen:

Meßergebnisse für Gesamtkohlenstoff (C-Ges.) und organischen Kohlenstoff (C-org.) [mg/kg]

n.g. = nicht gemessen

Geologische Formation	C-Ges.	n	x	s	n_E	x_E	s_E	C-org.	n	x	s	n_E	x_E	s_E
so, Röttone	2509	10	2509	2203	10			2000	2	2000	1148			
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	81020	5	81020	4694	5			3190	5	3190	405	5		
mo2, Tonhorizonte	30450	10	30450	5936	10			4160	10	4160	1344	10		
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	72420	5	72420	10229	5			4770	5	4770	637	5		
ku Basis, Vitriolschiefer	7790	10	7790	1654	10			7720	2	7720	156			
ku, Estherienschichten	3100	5	3100	351	5			4710	2	4710	48			
km1, Grundgipsschichten	5724	10	8062	9444	9	5724	6235	n.g.						
km1, Bochinger Horizont	47820	6	51458	9613	5	47820	4028	2940	6	2940	812	6		
km1, Dunkelrote Mergel	30460	5	30460	7039	5			1780	5	1780	275	5		
km1, Mittlerer Gipshorizont	2650	5	4420	4063	4	2650	1060	n.g.						
km1, Estherienschichten	35880	6	35880	15947	6			2750	5	2750	2041	5		
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	1360	5	1360	241	5			n.g.						
km2, Schilfsandstein	6210	3	6210	3453	3			2140	1	2140				
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	16720	5	16720	14148	5			1860	5	1860	451	5		
km3u, Rote Wand	5300	6	5300	3854	6			2930	2	2930	772			
km3u, Untere Bunte Mergel	24160	6	24160	8448	6			2700	5	2700	2900	5		
km3l, Lehrbergschichten	8820	1	8820					970	1	970				
km3o, Obere Bunte Mergel	20210	10	20210	19547	10			2150	5	2150	843	5		
km4, Stubensandstein	667	4	4125	6918	3	667	153	n.g.						
km5, Knollenmergel	31690	8	31690	15491	8			2390	8	2390	1834	8		
ko, Rhät-Tonstein	6800	1	6800					n.g.						
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	72700	2	72700	40588				4920	2	4920	4702			
sj alpha1, Psilonotentone	7120	6	7120	6373	6			7300	3	7300	1643	3		
sj alpha2, Angulatensandstein	35500	2	35500	25173				4160	2	4160	1725			
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	29100	1	29100					2950	1	2950				
sj beta, Untere Schwarzjuratone	3250	2	3250	212				n.g.						
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	78090	5	78090	11904	5			5500	5	5500	2010	5		
sj delta, Obere Schwarzjuratone	24870	3	24870	3911	3			5390	3	5390	215	3		
sj epsilon1, Seegrasschiefer	133430	10	133430	19903	10			96110	10	96110	15162	10		
sj epsilon2, Tonmergel	113480	10	113480	6088	10			78590	10	78590	4781	10		
sj epsilon2, Stinkkalke	113140	5	113140	9313	5			36970	5	36970	18817	5		
sj epsilon3, Wilde Schiefer	125113	10	125810	7147	8	125113	2469	89400	10	89400	6141	10		
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	112260	5	112260	15094	5			93600	5	93600	16252	5		
bj alpha, Opalinuston	24542	15	27813	7277	12	24542	1793	19420	15	19420	2703	15		
bj beta; Zopfplatten	29580	5	29580	9619	5			12560	3	12560	2324	3		
bj beta; Tolutariazone	29660	4	29660	20675	4			10860	4	10860	3902	4		
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	15650	12	15650	13917	12			11670	5	11670	5078	5		
bj beta; Personatensandstein	15480	6	15480	1150	6			5700	3	5700	4809	3		
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	41050	15	41050	22927	15			5520	7	5520	6611	7		
bj gamma; Wedelsandstein	24607	29	25179	6306	28	24607	5603	7360	9	7360	2752	9		
bj delta; Dorsetensienbank	38300	8	38300	19974	8			5390	4	5390	1153	4		
bj delta; Humphriesi-Oolith	33120	5	33120	8252	5			7360	3	7360	702	3		
bj delta; Coronatenschichten	50120	6	50120	22767	6			5390	4	5390	2943	4		
bj delta; Blagdeni-Schichten	35567	10	33760	7350	9	35567	4905	9340	5	9340	1198	5		
bj delta; Subfurcatus-Oolith	44500	5	44500	8297	5			8510	5	8510	7700	5		
bj delta; Hamitenton	35887	19	38440	12168	18	35887	5067	9680	7	9680	1765	7		
bj delta; Parkinsoni-Oolith	74490	1	74490					5240	1	5240				
bj epsilon; Obere Braunjuratone	32720	4	32720	15543	4			10280	4	10280	2625	4		
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	42020	3	42020	18908	3			3590	2	3590	3267			
bj zeta; Ornatenton	34590	21	34590	9095	21			8725	8	8725	2955	8		
wj alpha; Grenzglaukonit	50880	3	50880	18632	3			9500	2	9500	4624			
wj alpha, Untere Weißjuramergel	69490	7	69490	3151	7			4750	7	4750	464	7		
ob. wj gamma, Mergel	93110	12	93110	5663	12			2500	12	2500	610	12		

Alle Angaben in mg/kg

n = Probenanzahl

x = Mittelwert aller Meßwerte

s = Standardabweichung aller Meßwerte

n_E = Anzahl der Extremwerte

x_E = Mittelwert nach Extremwerteleminierung

s_E = Standardabweichung nach Extremwerteliminierung

Tabelle 7.7.1.:

Vergleich von nicht ausgelaugtem / ausgelaugtem Gipskeuper

Grenz- oder Richtwertüberschreitungen sind fett dargestellt.

Gesamtgehalte (mg/kg)

Parameter	km1: Grundgips-schichten, nicht ausgelaugter Gipskeuper	km1: Grundgips-schichten, ausgelaugter Gipskeuper
Al	1833	27885
Na	146	969
Ca	219321	25849
Fe	1474	27557
Mn	48	2389
K	628	35399
Mg	6288	4833
SO4	461411	7071
B	< 1,00	< 1,0
Zn	0,20	39
Pb	6	6
Cd	**0,76**	**0,66**
Co	2	9
Ni	2	**40**
Cr	2	45
V	3	37
Cu	3,8	4,45
Ba	< 1,5	166

Eluatgehalte (mg/l)

Parameter	km1: Grundgips-schichten, nicht ausgelaugter Gipskeuper	km1: Grundgips-schichten, ausgelaugter Gipskeuper
pH-Wert	7,7 - 7,9	8,37
Leitf. (µS/cm)	**2092**	218
Al	**0,281**	0,007
Na	2,67	2,25
Ca	**622**	1,51
Fe	0,065	< 0,005
Mn	0,0203	0,0024
K	6	4,39
Mg	10	0,59
SO4	**1529**	18
B	0,132	0,19
Zn	0,0199	< 0,0006
Cd	**0,00656**	< 0,0006
Co	0,02259	< 0,0015
Ni	**0,06875**	0,00243
Cr	**0,07246**	0,00135
Cu	**0,12355**	< 0,001
Ba	0,30471	0,091

Tabellen und Abbildungen zu Kapitel 7:

Abbildungen

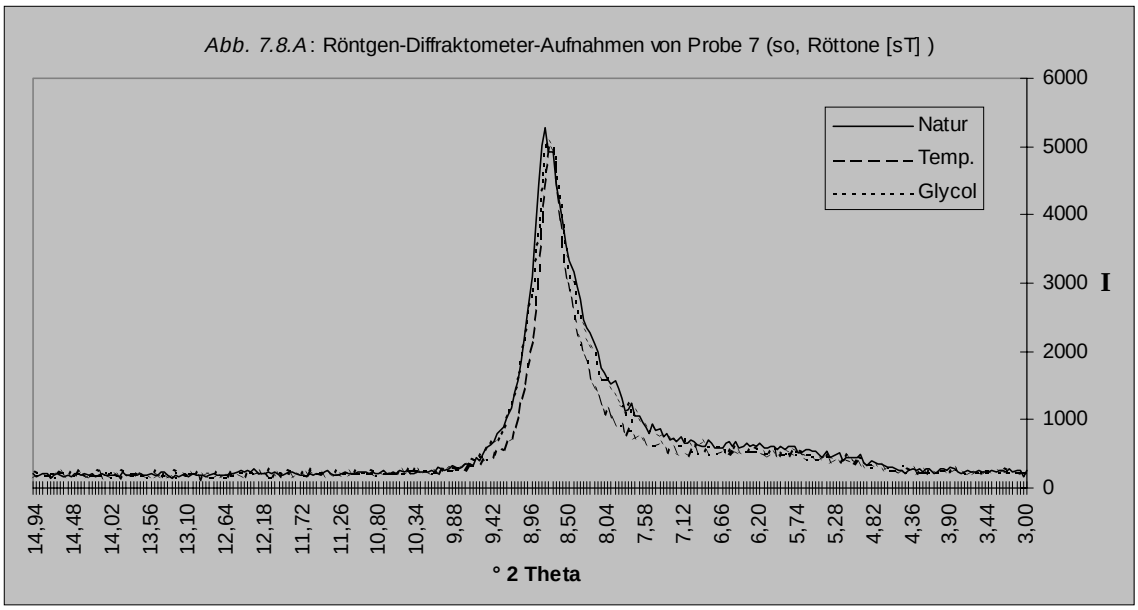


Abb. 7.8.A: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 7 (so, Röttone [sT])

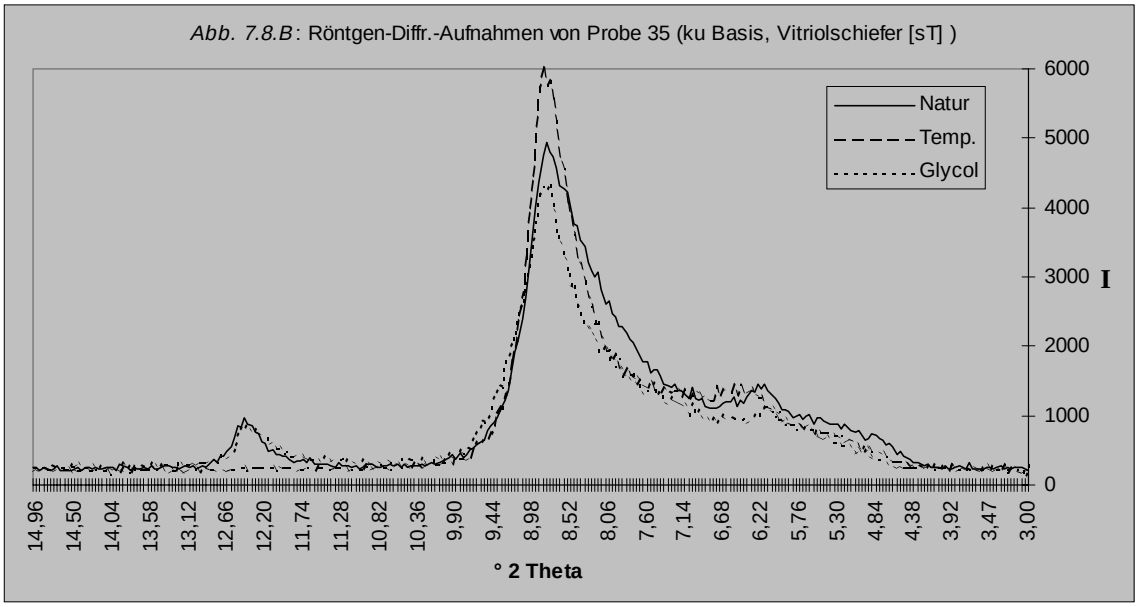


Abb. 7.8.B: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 35 (ku Basis, Vitriolschiefer [sT])

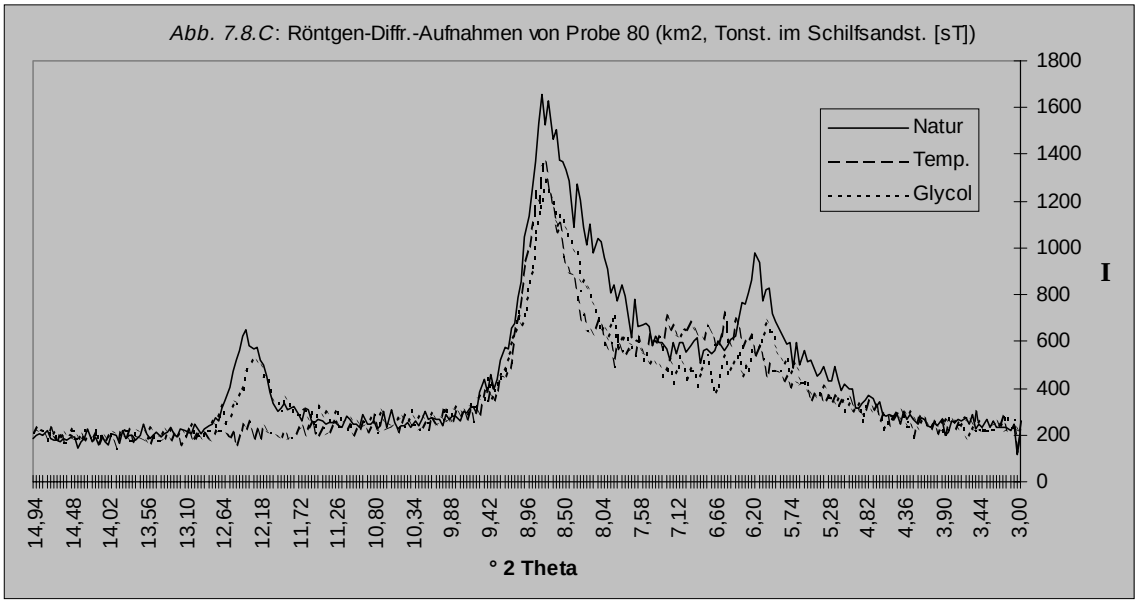


Abb. 7.8.C: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 80 (km2, Tonst. im Schilfsandst. [sT])

Abb. 7.8.D: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 28 (mo2, Mergel/Tone im oberen Abschnitt [mK])

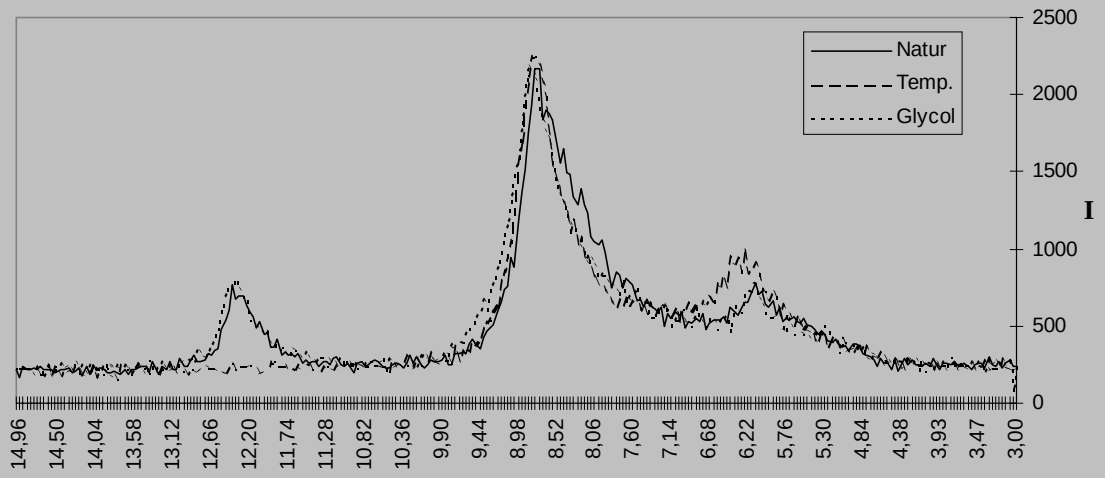


Abb. 7.8.E: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 113 (sjγ, Untere Schwarzjuramergel [mK])

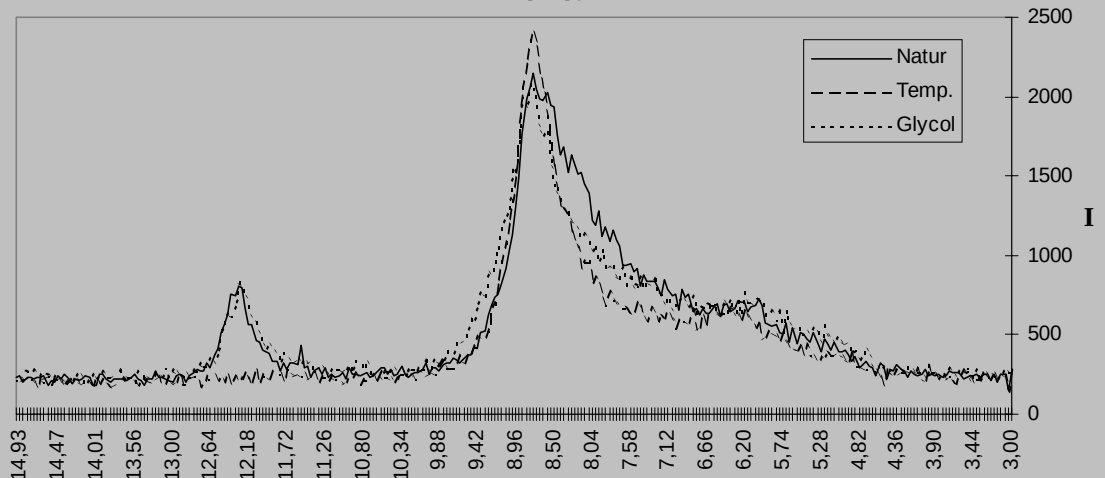


Abb. 7.8.F: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 177 (wjα, U. Weißjuramergel [mK])

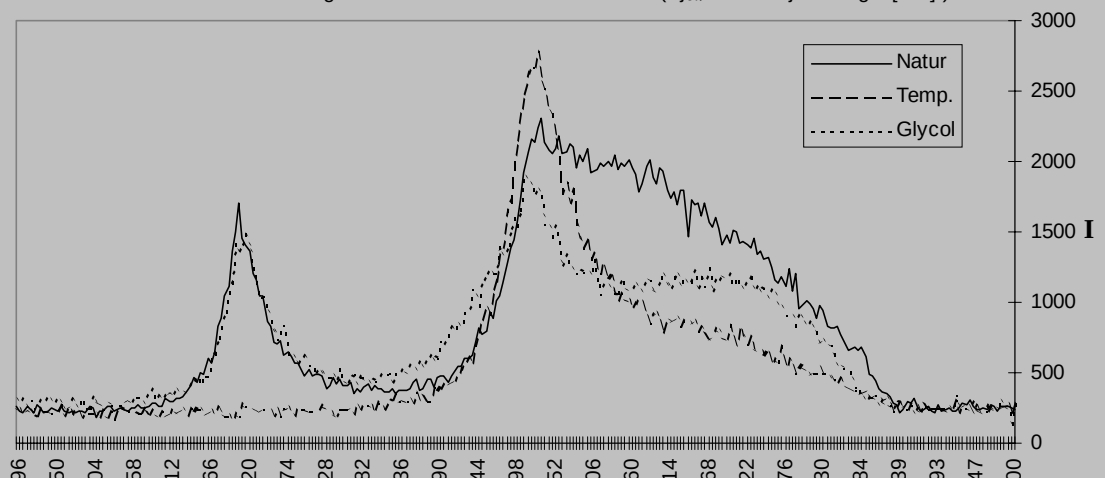


Abb. 7.8.G: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 20 (mo2, Tonhorizonte [tM])

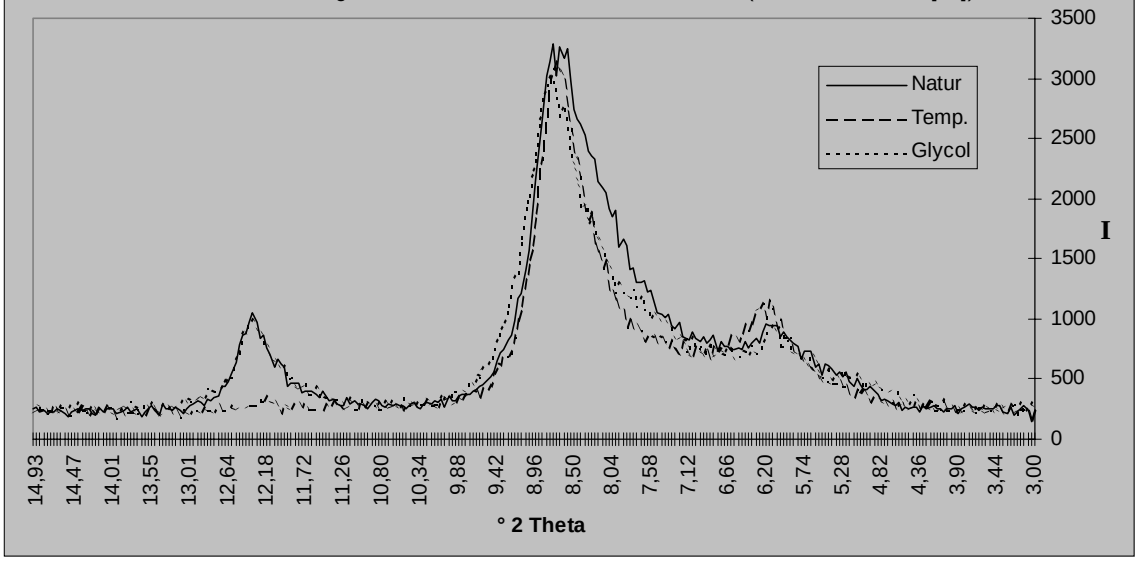


Abb. 7.8.H: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 58 (km1, Bochinger Horizont [tM])

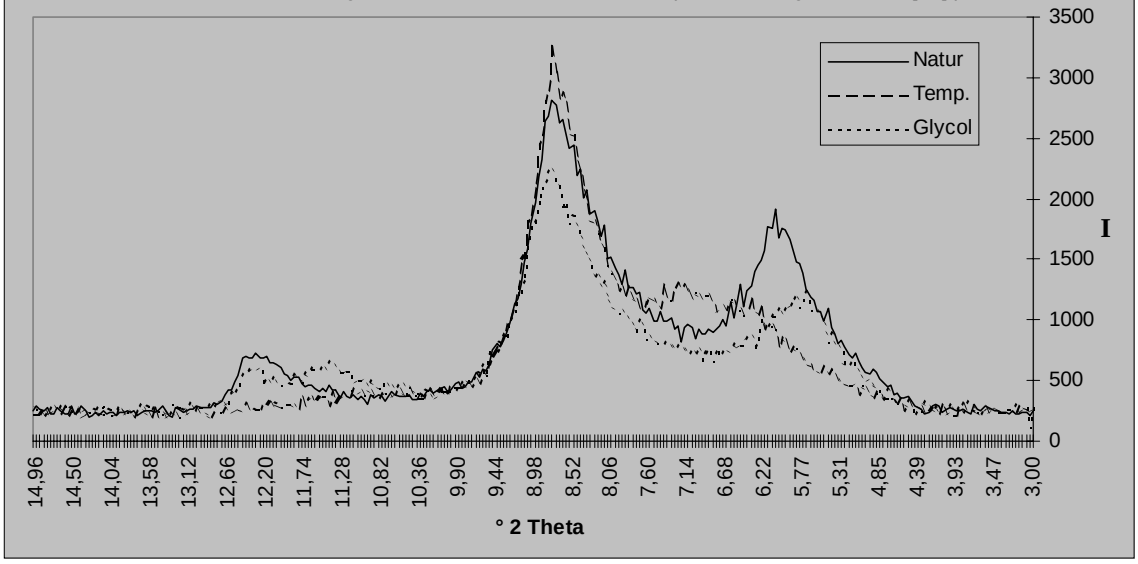


Abb. 7.8.I: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe P13 (km5, Knollenmergel [tM])

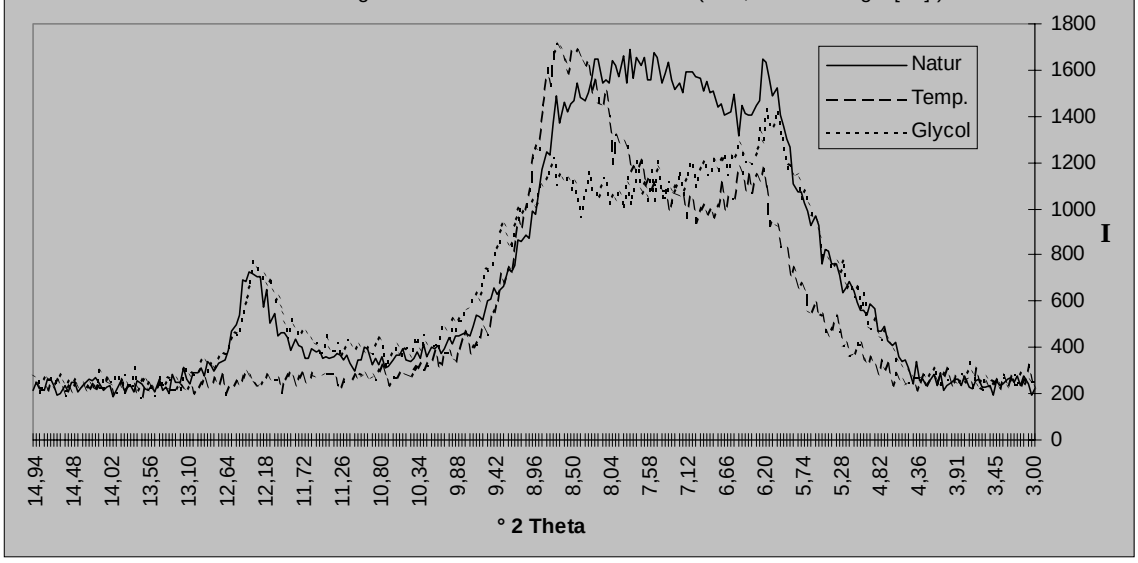


Abb. 7.8.J: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 91 (km3u, Rote Wand [T])

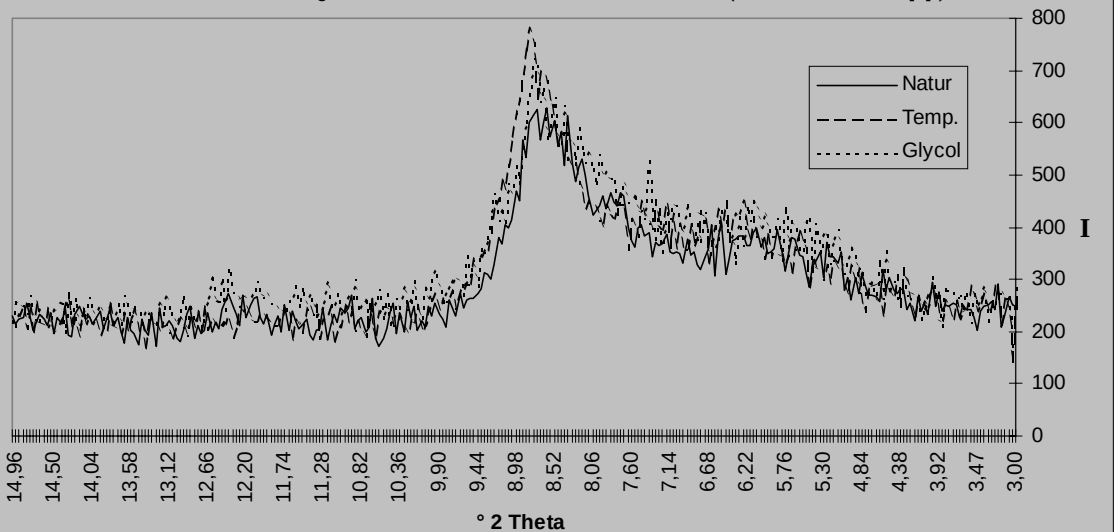


Abb. 7.8.K: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 109 (sjβ, Unt. Schwarzjuratone [T])

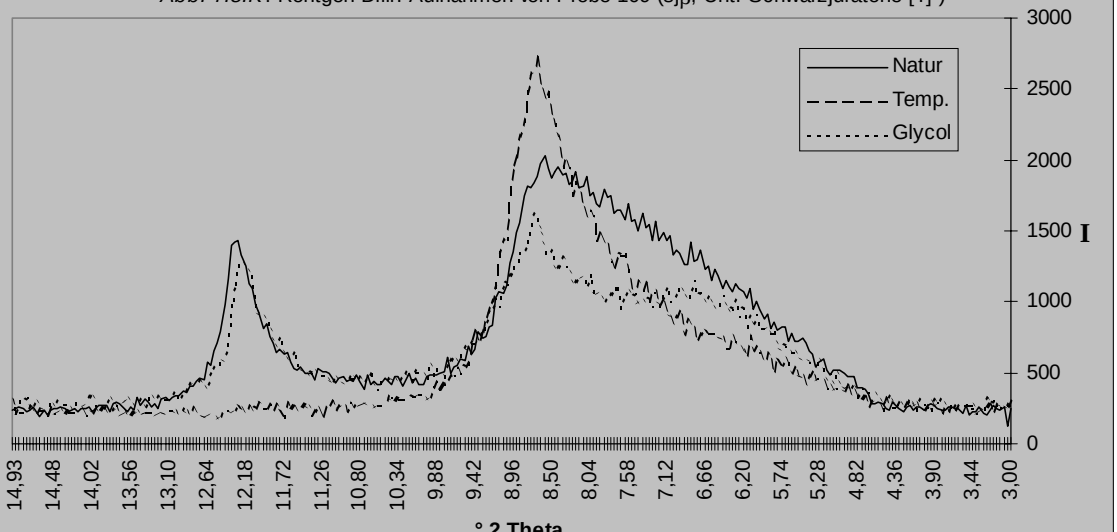


Abb. 7.8.L: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 164 (bjα, Opalinuston [T])

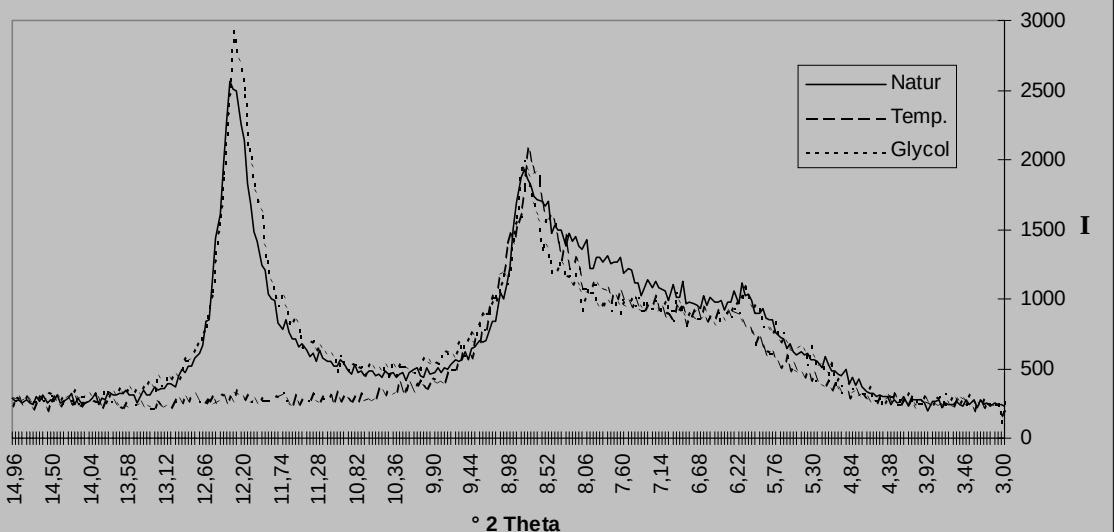


Abb. 7.8.M: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe P4 (sjα2, Angulatensandstein [sM])

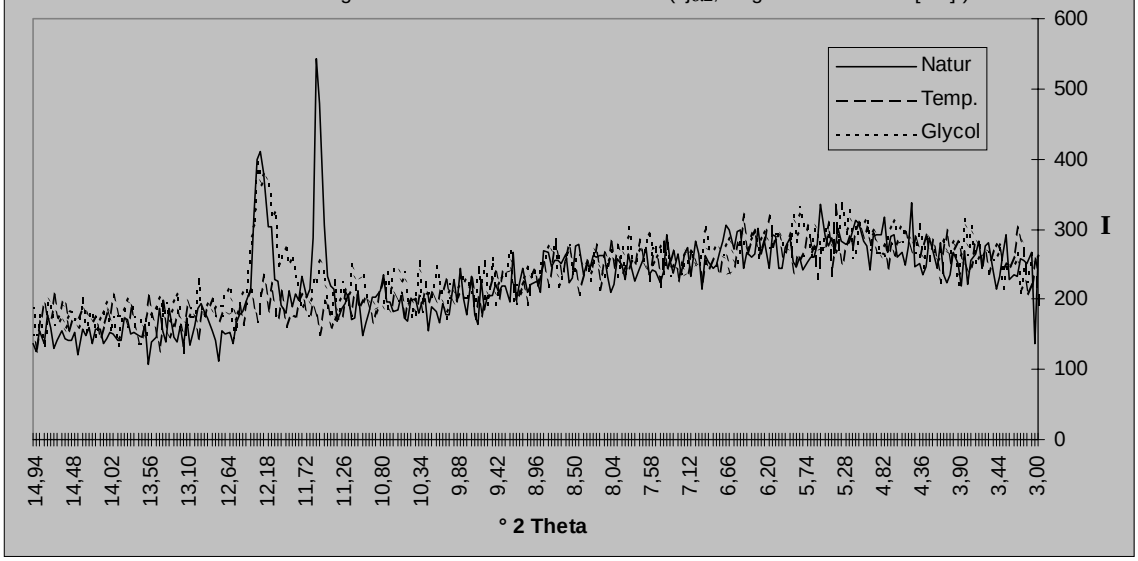


Abb. 7.8.N: Röntgen-Diffr.-Aufnahmen von Probe 3232 (bjβ, Ob. Donzdorfer Sst [sM])

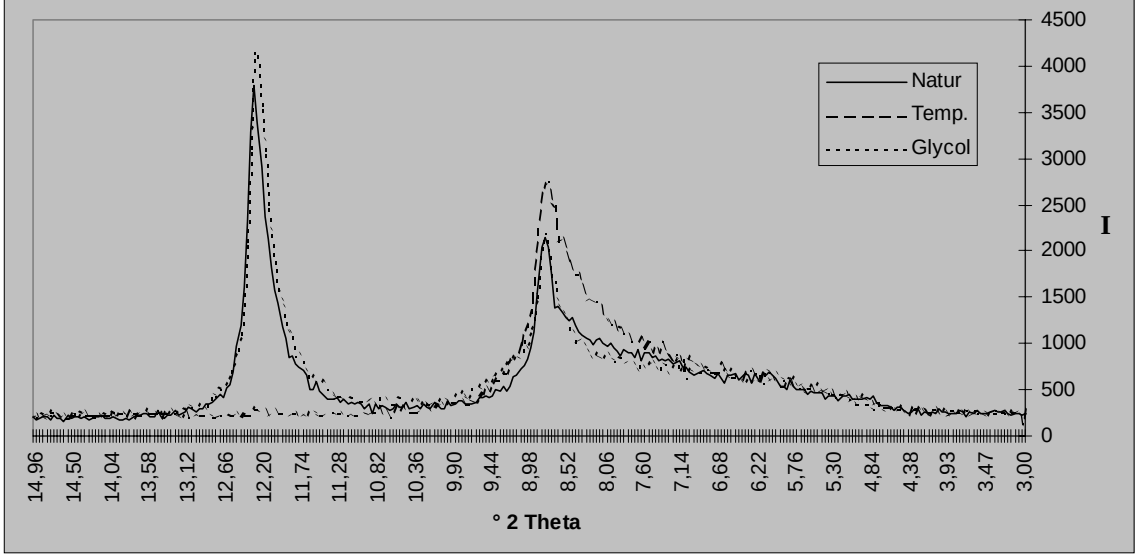
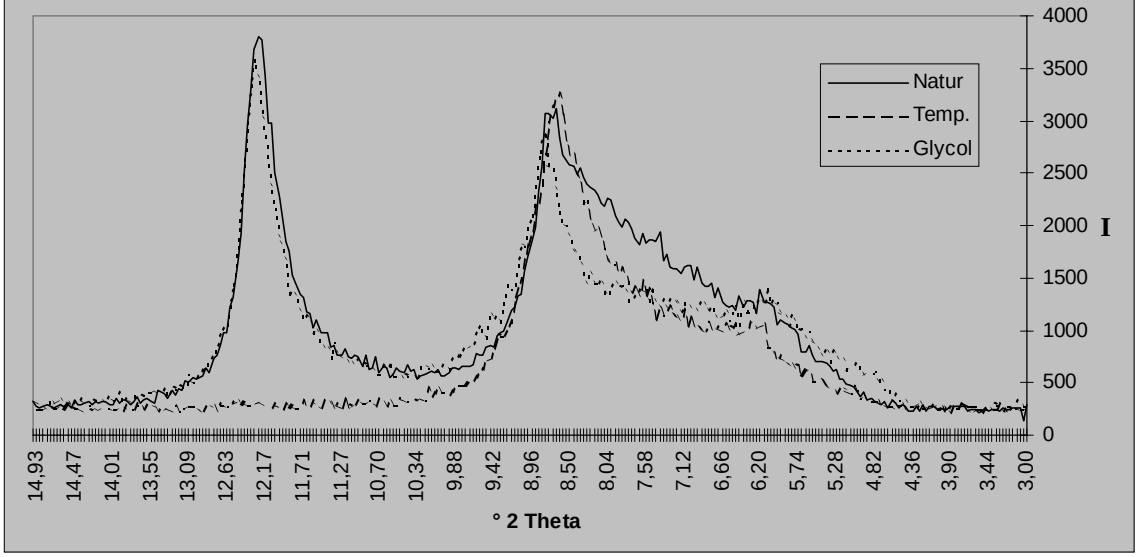


Abb. 7.8.O: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 3205 (bjδ, Hamitenton [sM])



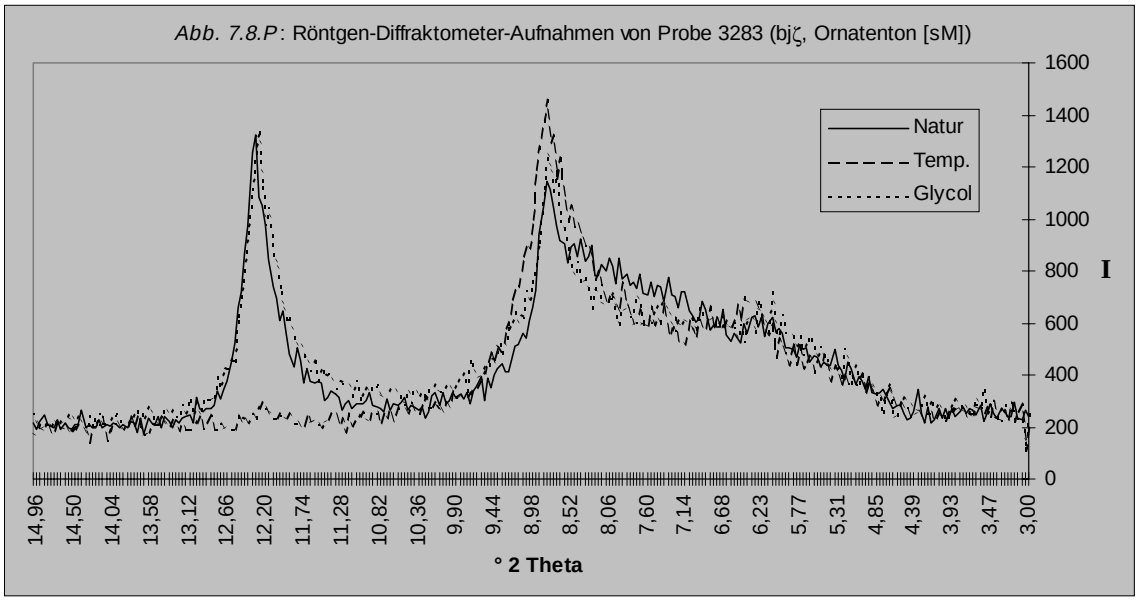


Abb. 7.8.P: Röntgen-Diffraktometer-Aufnahmen von Probe 3283 (bjζ, Ornatenton [sM])
Natur
Temp.
Glycol
1600
1400
1200
1000
800
600
400
200
0
I
14,96
14,50
14,04
13,58
13,12
12,66
12,20
11,74
11,28
10,82
10,36
9,90
9,44
8,98
8,52
8,06
7,60
7,14
6,68
6,23
5,77
5,31
4,85
4,39
3,93
3,47
3,00
° 2 Theta

Tabellen und Abbildungen zu Kapitel 8: Korrelationen

Abb. 8a: Korrelationsdiagramme. Über alle Schichten.

Alle Werte in ppm. Diagramme mit Trendlinie.

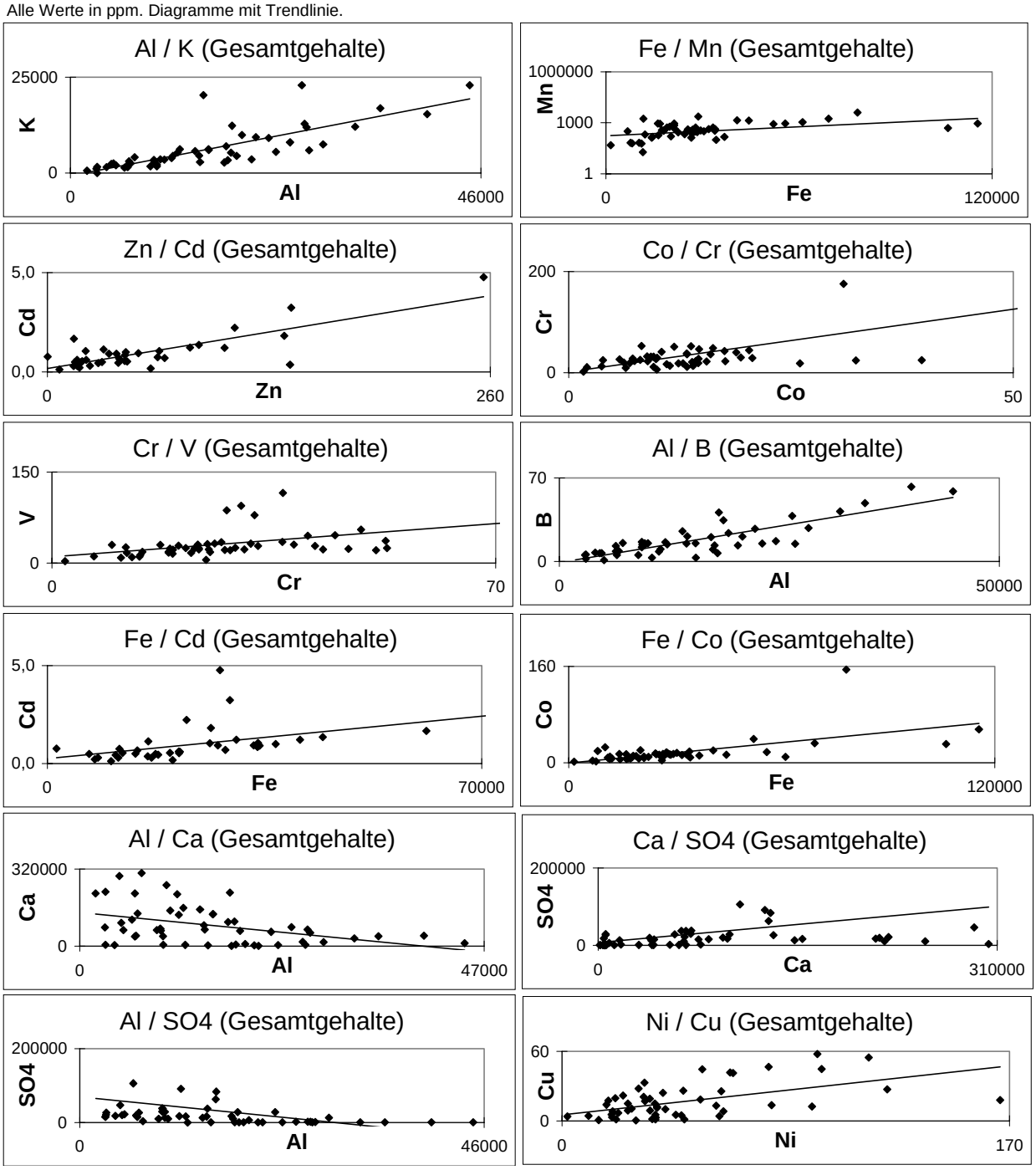
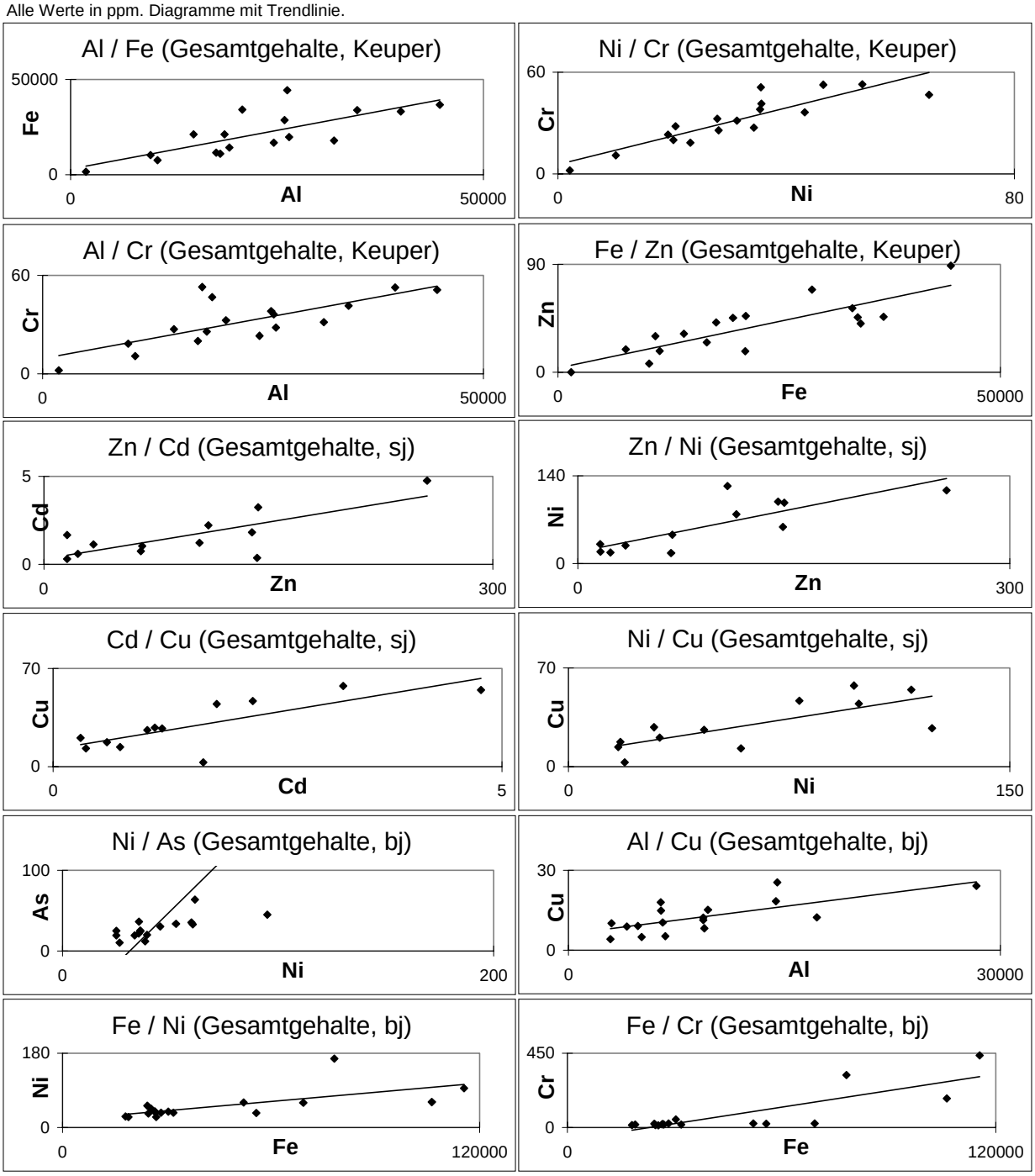


Abb. 8b: Korrelationsdiagramme. Nach Stratigraphie.

Alle Werte in ppm. Diagramme mit Trendlinie.



Tab. 8c: Geologische Schichten und ihre zugehörigen Gesteinstypen:

Geologische Formation	Gesteinstyp
so, Röttone	sandige Tone
mo2, Mergel/Tone an d. Basis	mergelige Kalke
mo2, Tonhorizonte	tonige Mergel
mo2, Mergel/Tone im ob. Abschnitt	mergelige Kalke
ku Basis, Vitriolschiefer	sandige Tone
ku, Estherienschichten	sandige Tone
km1, Grundgipsschichten	Gips
km1, Bochinger Horizont	tonige Mergel
km1, Dunkelrote Mergel	tonige Mergel
km1, Mittlerer Gipshorizont	Gips
km1, Estherienschichten	tonige Mergel
km2, dunkle Tonsteine im Schilfsandstein	sandige Tone
km2, Schilfsandstein	sandige Tone
km2, Dunkle Mergel des oberen km2	Tone
km3u, Rote Wand	Tone
km3u, Untere Bunte Mergel	Tone
km3l, Lehrbergschichten	Tone
km3o, Obere Bunte Mergel	Tone
km4, Stubensandstein	sandige Tone
km5, Knollenmergel	tonige Mergel
ko, Rhät-Tonstein	sandige Tone
sj alpha1, Psilonotenschichten, Kalkstein	Kalke
sj alpha1, Psilonotentone	sandige Tone
sj alpha2, Angulatensandstein	sandige Mergel
sj alpha2, Angulatenschichten, Tonstein	sandige Mergel
sj beta, Untere Schwarzjuratone	Tone
sj gamma, Untere Schwarzjuramergel	mergelige Kalke
sj delta, Obere Schwarzjuratone	Tone
sj epsilon1, Seegrasschiefer	tonige Mergel mit hohem C-org.-Gehalt
sj epsilon2, Tonmergel	tonige Mergel mit hohem C-org.-Gehalt
sj epsilon2, Stinkkalke	Kalke
sj epsilon3, Wilde Schiefer	sandige Mergel mit hohem C-org.-Gehalt
sj zeta, Obere Schwarzjuramergel	tonige Mergel mit hohem C-org.-Gehalt
bj alpha, Opalinuston	Tone
bj beta; Zopfplatten	sandige Mergel
bj beta; Tolutariazone	sandige Mergel
bj beta; unt. Donzdorfer Sandst.	Sandstein
bj beta; Personatensandstein	Sandstein
bj beta; ob. Donzdorfer Sandst.	sandige Mergel
bj gamma; Wedelsandstein	sandige Mergel
bj delta; Dorsetensienbank	sandige Mergel
bj delta; Humphriesi-Oolith	sandige Mergel
bj delta; Coronatenschichten	sandige Mergel
bj delta; Blagdeni-Schichten	sandige Mergel
bj delta; Subfurcatus-Oolith	Eisenoolith
bj delta; Hamitenton	sandige Mergel
bj delta; Parkinsoni-Oolith	Eisenoolith
bj epsilon; Obere Braunjuratone	sandige Mergel
bj zeta; Macrocephalus-Oolith	Eisenoolith
bj zeta; Ornatenton	sandige Mergel
wj alpha; Grenzglaukonit	sandige Mergel
wj alpha, Untere Weißjuramergel	mergelige Kalke
ob. wj gamma, Mergel	mergelige Kalke

Tabellen und Abbildungen zu Kapitel 10: Modellierungen

Die Tabellen *10.2.1.* - *10.2.14.* und die Abbildungen *10.2.1* - *10.2.21* auf den folgenden Seiten zeigen die Ergebnisse der geochemischen Modellierung und stellen diese graphisch dar.

Tab. 10.2.1: Al (pH-Variation)

Löslichkeiten von Al bei unterschiedlichen pH-Werten von wässrigen Ausgangslösungen und resultierende pH-Werte. Ausgangsminerale sind Kaolinit bzw. dessen Alterungsprodukt Gibbsit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Gips kombiniert. In den Diagrammen ist die jeweils gelöste Menge an Aluminium (mg/l) gegen den resultierenden pH-Wert pHres. (= effektiver pH-Wert) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. Dieser wird z.T. variiert.

Kaolinit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 0 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,59		0,06	0,02	0,02	0,03	0,17
pHres.	9,23		9,8	9,9	9,9	9,9	9,9

Kaolinit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,97	0,36	0,11	0,02	0,03	0,1	0,32
pHres.	4,25	4,6	5	6	6,99	8	9

Kaolinit + Calcit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 300 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,026		0,027	0,03	0,0559	0,14	0,32
pHres.	6,8		6,8	7	7,5	8,3	9

Kaolinit + Calcit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,02		0,02	0,02	0,036	0,1	0,32
pHres.	6,3		6,3	6,5	7,1	8,1	9

Kaolinit + Calcit + Gips: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,022		0,022	0,021	0,021	0,021	0,022
pHres.	6,2		6,2	6,25	6,4	6,46	6,5

Gibbsit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 0 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,51	0,08	0,0086	0,0004	0,0007	0,0059	0,059
pHres.	4,3	4,6	5	6	7	7,9	8,9

Gibbsit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,92	0,15	0,01	0,001	0,001	0,0083	0,083
pHres.	4,3	4,5	5	6	7	8	9

Gibbsit + Calcit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,0004		0,0004	0,0004	0,0012	0,0098	0,0836
pHres.	6,3		6,35	6,5	7,1	8,1	9

Gibbsit + Calcit + Gips: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**4**	**4,5**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Al (mg/l)	0,0004		0,0004	0,0004	0,0004	0,0004	0,0004
pHres.	6,2		6,2	6,3	6,4	6,5	6,5

Tab. 10.2.2: Al (Temp.-Variation)

Löslichkeiten von Al bei unterschiedlichen Temperaturen von einwirkenden wässrigen Lösungen.
Ausgangsmineral ist Kaolinit. Dieses wird zusätzlich mit Calcit und Gips kombiniert.
In den Diagrammen ist die jeweils gelöste Menge an Aluminium (mg/l) gegen die Temperatur (°C) aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. Dieser wird z.T. variiert.

Kaolinit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 0 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Al (mg/l)	0,0067	0,0188	0,0199	0,0324	0,0507	0,0764	0,1112	0,1568

Kaolinit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Al (mg/l)	0,0075	0,0154	0,0311	0,0601	0,111	0,1966	0,3345	0,5488

Kaolinit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 300 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Al (mg/l)	0,0143	0,0291	0,0559	0,1013	0,1744	0,2875	0,4563	0,7014

Kaolinit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Al (mg/l)	0,0089	0,0183	0,0362	0,0683	0,1233	0,2137	0,3571	0,577

Kaolinit + Calcit + Gips: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Al (mg/l)	0,0078	0,0127	0,0211	0,0347	0,0561	0,089	0,1384	0,2107

Tab. 10.2.3: $CaSO_4$ *(Temp.-Variation)*

Löslichkeiten von Schwefel und Calcium bei unterschiedlichen Temperaturen von einwirkenden wässrigen Lösungen.
Ausgangsminerale sind Gips bzw. Anhydrit. Diese werden zusätzlich mit Calcit kombiniert.
Im Diagramm ist die jeweils gelöste Menge an SO_4 bzw. Ca (mg/l) gegen die Temperatur (°C) aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt.

Gips: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
SO4 (mg/l)	1408	1520	1600	1647	1662	1648	1608	1549
Ca (mg/l)	587	634	668	687	693	687	671	646

Gips + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
SO4 (mg/l)	1477	1611	1708	1769	1797	1795	1768	1719
Ca (mg/l)	547	579	601	610	608	595	572	542

Anhydrit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
SO4 (mg/l)	2198	2354	2361	2233	2007	1725	1429	1148
Ca (mg/l)	917	982	985	932	837	720	596	479

Anhydrit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/T (°C)	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
SO4 (mg/l)	2276	2450	2470	2354	2140	1872	1590	1324
Ca (mg/l)	865	915	907	846	746	625	501	386

Tab. 10.2.4: Al (Variation der Salzlast)

Löslichkeiten von Al bei unterschiedlichen Fremdsalzlasten (Molarität von Na+ u. Cl-) von einwirkenden wässrigen Lösungen. Ausgangsmineral ist Kaolinit. Dieses wird zusätzlich mit Calcit und Gips kombiniert. In den Diagrammen ist die jeweils gelöste Menge an Aluminium (mg/l) gegen die Salzlast (Molarität von Na+ und Cl-) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. Dieser wird z.T. variiert.

Kaolinit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 0 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Al (mg/l)	0,0199	0,0218	0,0223	0,0225	0,022	0,0209	0,0194	0,0163	0,0133	0,0107

Kaolinit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Al (mg/l)	0,03	0,033	0,033	0,033	0,034	0,03	0,028	0,021	0,015	0,011

Kaolinit + Calcit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Al (mg/l)	0,036	0,04	0,04	0,047	0,05	0,048	0,047	0,036	0,026	0,018

Kaolinit + Calcit + Gips: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Al (mg/l)	0,021	0,0215	0,0216	0,0214	0,0208	0,00189	0,018	0,0139	0,0112	0,0096

Tab. 10.2.5: $CaSO_4$ *(Variation der Salzlast)*

Löslichkeiten von Schwefel und Calcium bei unterschiedlichen Fremdsalzlasten (Molarität von Na+ und Cl-) von einwirkenden wässrigen Lösungen. Ausgangsminerale sind Gips bzw. Anhydrit. Diese werden zusätzlich mit Calcit kombiniert. In den Diagrammen ist die jeweils gelöste Menge an SO_4 bzw. Ca (mg/l) gegen die Salzlast (Molarität von Na+ und Cl-) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt.

Gips: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**1**	**2**	**4**
SO4 (mg/l)	1600	1938	2180	2548	3063	3907	4395	4223
Ca (mg/l)	668	808	910	1063	1278	1630	1834	1762

Gips + Calcit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**1**	**2**	**4**
SO4 (mg/l)	1708	2052	2297	2666	3183	4026	4510	4322
Ca (mg/l)	601	741	843	996	1211	1562	1764	1691

Anhydrit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**1**	**2**	**4**
SO4 (mg/l)	2361	2755	3043	3478	4075	4979	5337	4714
Ca (mg/l)	985	1149	1270	1451	1700	2078	2227	1967

Anhydrit + Calcit: T = 25°C pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l
Variation der Salzlast (Molarität; Na+, Cl-)

El. / NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**1**	**2**	**4**
SO4 (mg/l)	2470	2872	3163	3601	4201	5104	5455	4814
Ca (mg/l)	907	1071	1192	1374	1624	2001	2150	1891

Tab. 10.2.6: $CaSO_4$ *(pH-Variation)*

Löslichkeiten von Schwefel und Calcium bei unterschiedlichen pH-Werten von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen und daraus resultierende pH-Werte. Ausgangsminerale sind Gips bzw. Anhydrit. Diese werden zusätzlich mit Calcit kombiniert. Im Diagramm ist die jeweils gelöste Menge an SO_4 bzw. Ca (mg/l) gegen die resultierenden pH-Werte pHres. (= effektiver pH-Wert) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt.

Gips: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
SO4 (mg/l)	1527	1509	1511	1543	1600	1625	1655
Ca (mg/l)	637	630	630,5	644	668	678	691
pHres.	3,2	4,1	4,9	5,9	6,9	7,7	8,3

Gips + Calcit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
SO4 (mg/l)	1350	1368	1382	1478	1708	1795	1837
Ca (mg/l)	784	770	760	699	601	575	564
pHres.	6,2	6,2	6,2	6,25	6,4	6,46	6,5

Anhydrit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
SO4 (mg/l)	2274	2254	2256	2293	2361	2389	2420
Ca (mg/l)	949	940	941	957	985	997	1010
pHres.	3,3	4,1	4,9	5,9	6,9	7,7	8,2

Anhydrit + Calcit: T = 25°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
SO4 (mg/l)	2100	2120	2135	2239	2470	2553	2593
Ca (mg/l)	1088	1075	1065	1005	907	880	867
pHres.	6,11	6,12	6,13	6,19	6,33	6,38	6,4

Tab. 10.2.7: Fe (pH-Variation)

Löslichkeiten von Schwefel und Eisen bei unterschiedlichen pH-Werten von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen und daraus resultierende pH-Werte. Ausgangsminerale sind Pyrit sowie dessen Alterungsprodukt Goethit. Diese werden zusätzlich mit Calcit kombiniert. Im Diagramm ist die jeweils gelöste Menge an SO_4 bzw. Fe (mg/l) gegen die resultierenden pH-Werte pHres. (= effektiver pH-Wert) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt.

Pyrit + Calcit: T = 25°C Eh = -190 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
Fe (mg/l)	0,0009	0,0008	0,0008	0,0008	0,21	24,9	52
SO4 (mg/l)	0,003	0,003	0,003	0,003	0,73	85,6	178
pHres.	6,35	6,4	6,4	6,36	7,1	7,5	7,6

Goethit + Calcit: T = 25°C Eh = -190 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	3	4	5	6	7	8	9
Fe (mg/l)	21	20	20	19,4	0,11	0,0003	0
pHres.	6,4	6,4	6,4	6,4	7,1	8,1	9

Tab. 10.2.8: Fe (Eh-Variation)

Löslichkeiten von Schwefel und Eisen bei natürlich vorkommenden, unterschiedlichen Eh-Werten (mV) von einwirkenden wässrigen Lösungen. Ausgangsminerale sind Pyrit sowie dessen Alterungsprodukt Goethit. Diese werden zusätzlich mit Calcit kombiniert. Im Diagramm ist die jeweils gelöste Menge an SO_4 bzw. Fe (mg/l) gegen den Eh-Wert (mVolt) aufgetragen.

Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt.

Pyrit + Calcit: T = 25°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/Eh (mV)	**-300**	**-200**	**-190**	**-180**	**-150**	**-120**	**-100**
Fe (mg/l)	0,0005	0,0347	0,2	1,2	39	189	446
SO4 (mg/l)	0,0016	0,12	0,73	4,2	133	650	1533

Goethit + Calcit: T = 25°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/Eh (mV)	**-300**	**-200**	**-190**	**-180**	**-150**	**-120**	**-100**
Fe (mg/l)	0,04	0,17	0,113	0,08	0,02	0,007	0,003

Tab. 10.2.9: **Pb, Zn, Fe, SO_4** *(Eh-Variation)*

Löslichkeiten von Pb, Zn, Fe und SO_4 bei natürlich vorkommenden, unterschiedlichen Eh-Werten (mV) von einwirkenden wässrigen Lösungen. Ausgangsminerale sind Pyrit, Galenit und Sphalerit. Die resultierende Lösung wird mit Goethit equilibriert. Im Diagramm ist die jeweils gelöste Menge an Fe, Pb und Zn (mg/l) gegen den Eh-Wert (mVolt) aufgetragen sowie Eh gegen SO_4 und pH.

Pyrit + Galenit + Sphalerit: T = 10°C pH = 7

Element/Eh (mV)	**-200**	**-150**	**-100**	**-50**	**0**	**50**	**100**
Fe (mg/l)	7,00E-09	8,00E-08	0,03	0,12	0,58	2,5	12,6
SO4 (mg/l)	< 0,001	0,015	0,09	0,5	3,1	26	386
Pb (mg/l)	1,00E-14	2,50E-13	4,40E-12	7,00E-11	1,30E-09	0,04	0,09
Zn (mg/l)	8,00E-11	2,00E-09	0,003	0,04	0,74	12	233
pH-resultierend	7	6,6	6	5,3	4,7	4,1	3,5

Goethitgleichgewicht mit Eh- und resultierenden pH-Werten aus obiger Equilibrierung (mit T = 10°C, pH = 7).

Element/Eh (mV)	**-200**	**-150**	**-100**	**-50**	**0**	**50**	**100**
pH (s.o.)	7	6,6	6	5,3	4,7	4,1	3,5
Fe (mg/l)	0,015	0,015	0,03	0,14	0,56	2,3	11,2

***Abb. 10.2.1*: Löslichkeitsverhalten von Al im Kaolinit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung verschiedener Mineralparagenesen und differierender CO_2-Gesamtgehalte (C = Ctot. [mg/l])**

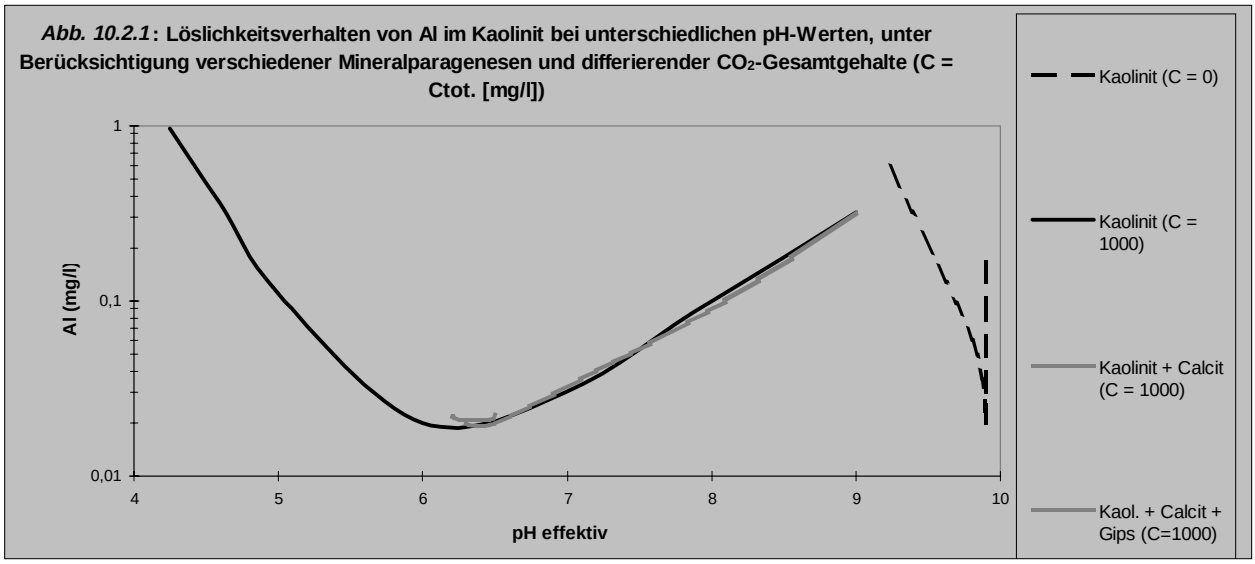


***Abb. 10.2.2*: Löslichkeitsverhalten von Al im Gibbsit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung verschiedener Mineralparagenesen und differierender CO_2-Gesamtgehalte (C = Ctot. [mg/l])**

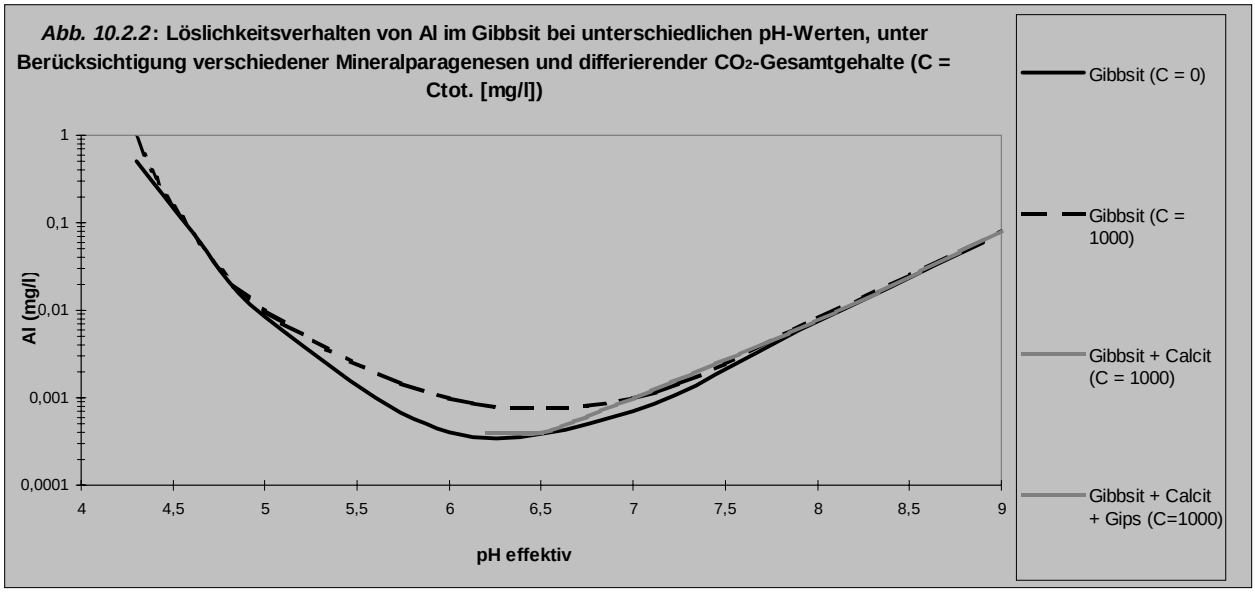


***Abb. 10.2.3*: Vergleich des Löslichkeitsverhaltens von Al in Kaolinit und Gibbsit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung der Paragenese mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

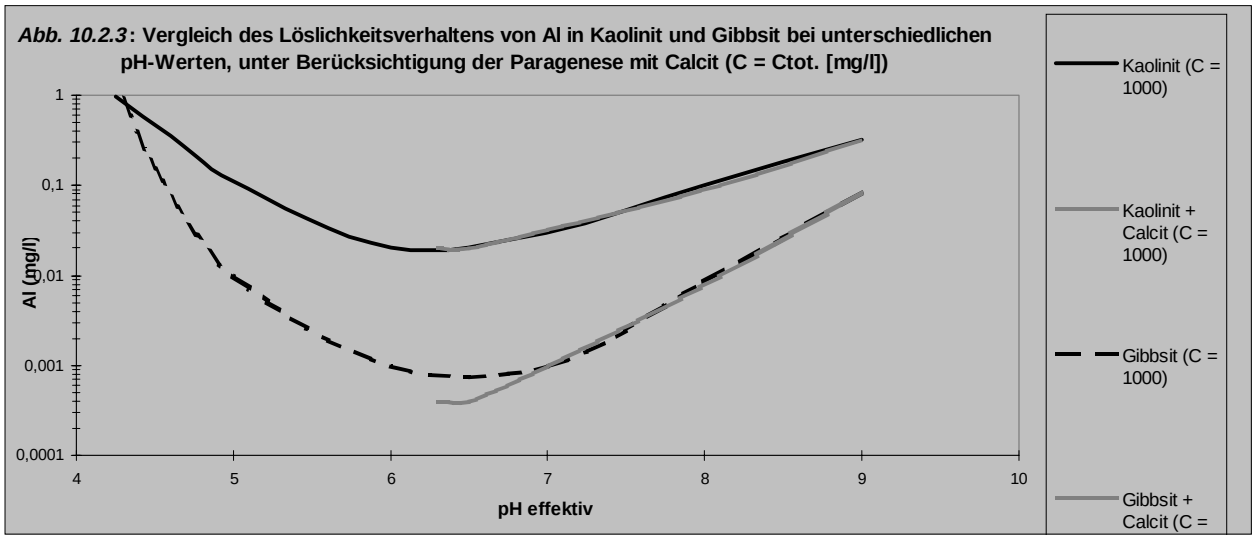


***Abb. 10.2.4*: Löslichkeitsverhalten von Al im Kaolinit bei unterschiedlichen Temperaturen, unter Berücksichtigung verschiedener Mineralparagenesen und differierender CO_2-Gesamtgehalte (C = Ctot. [mg/l])**

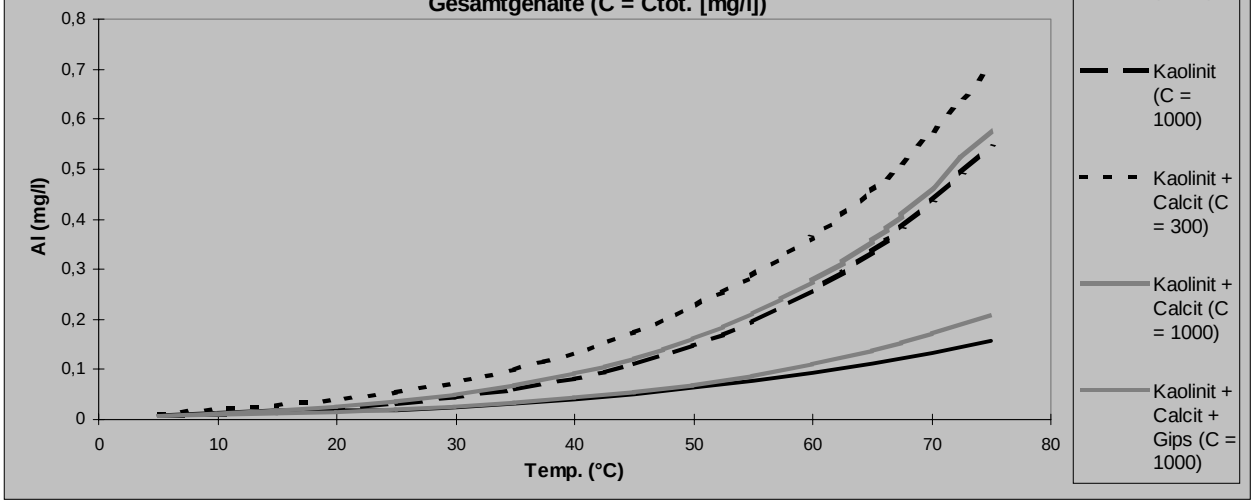


***Abb. 10.2.5*: Löslichkeitsverhalten von SO_4 in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen Temperaturen, unter Berücksichtigung der Paragenese mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

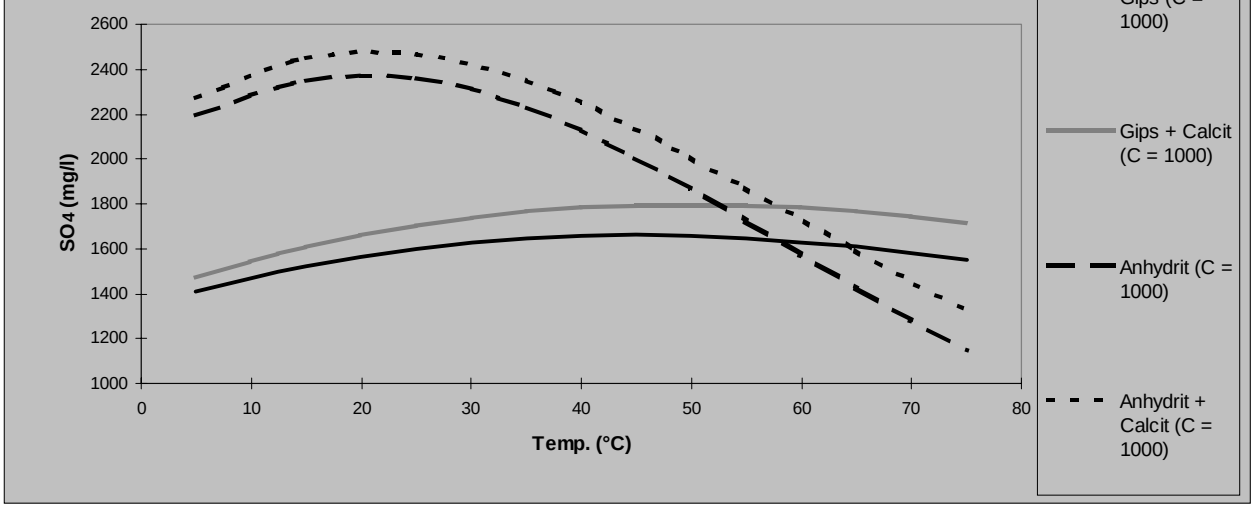


***Abb. 10.2.6*: Löslichkeitsverhalten von Ca in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen Temperaturen, unter Berücksichtigung der Paragenese mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

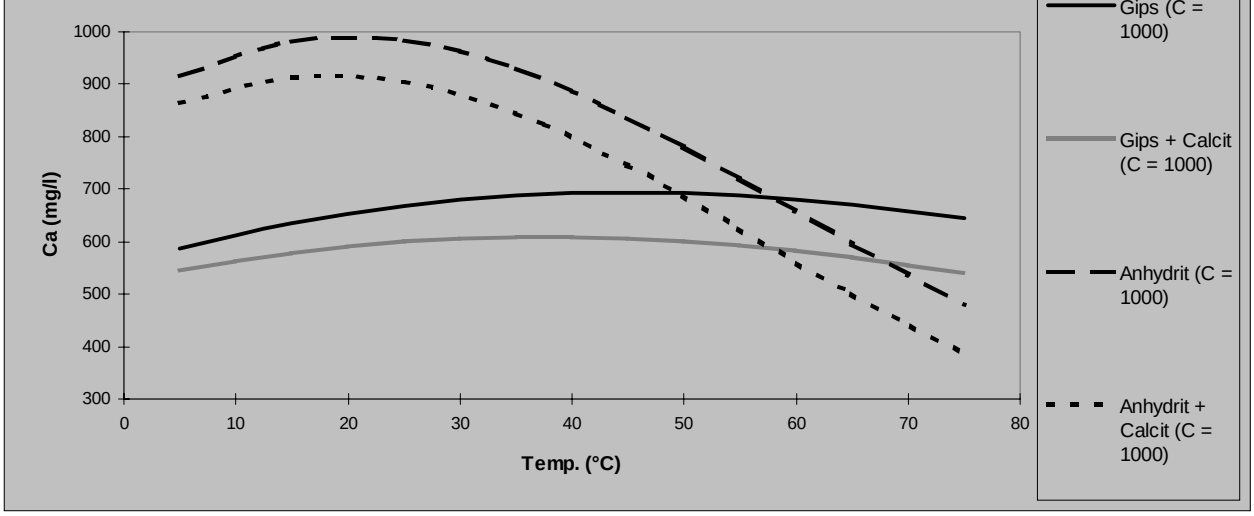


***Abb. 10.2.7*: Löslichkeitsverhalten von Al im Kaolinit bei unterschiedlichen Fremdsalzlasten (Na+, Cl-), unter Berücksichtigung verschiedener Mineralparagenesen und CO_2-Gesamtgehalte (C = Ctot. [mg/l])**

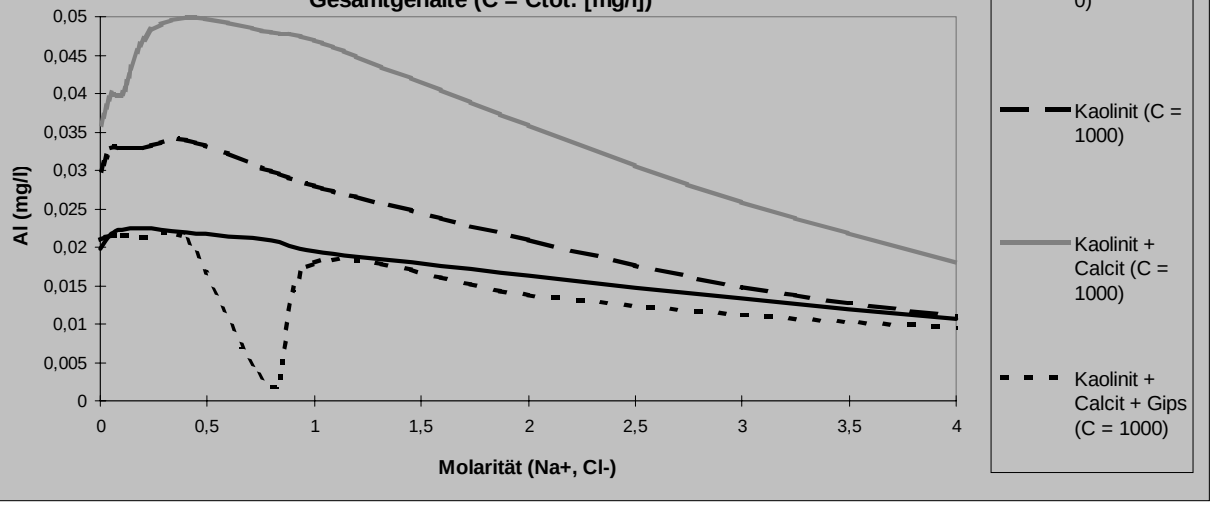


***Abb. 10.2.8*: Löslichkeitsverhalten von SO_4 in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen Fremdsalzlasten (Na+, Cl-), unter Berücksichtigung der Paragenesen mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

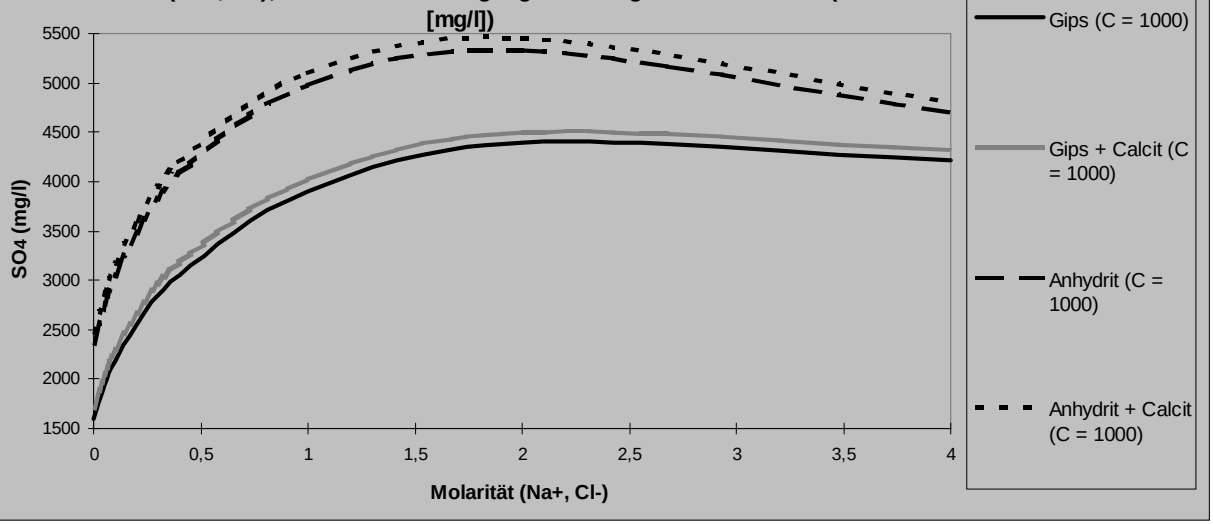


***Abb. 10.2.9*: Löslichkeitsverhalten von Ca in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen Fremdsalzlasten (Na+, Cl-), unter Berücksichtigung der Paragenesen mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

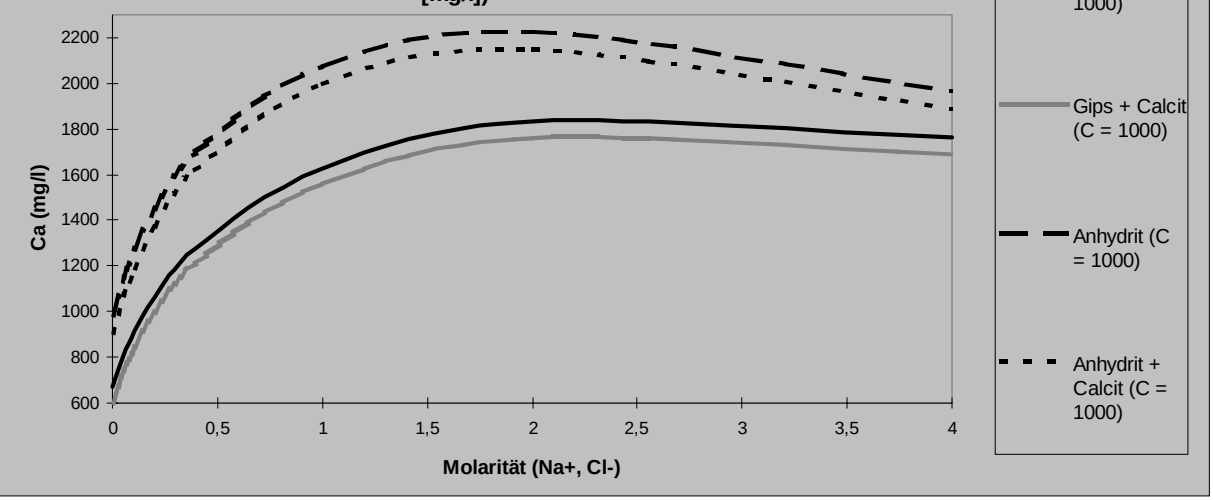


***Abb. 10.2.10*: Löslichkeitsverhalten von Sulfat in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung der Paragenesen mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

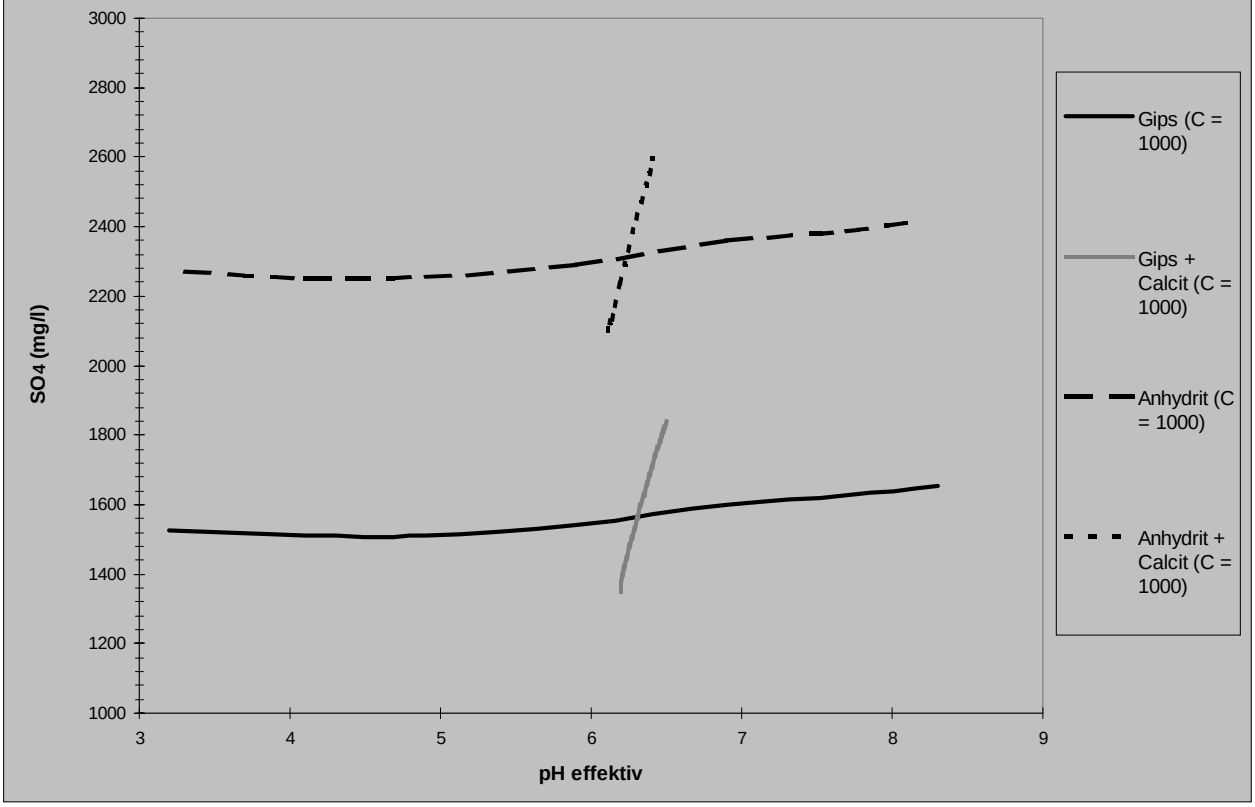


***Abb. 10.2.11*: Löslichkeitsverhalten von Calcium in Gips und Anhydrit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung der Paragenesen mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

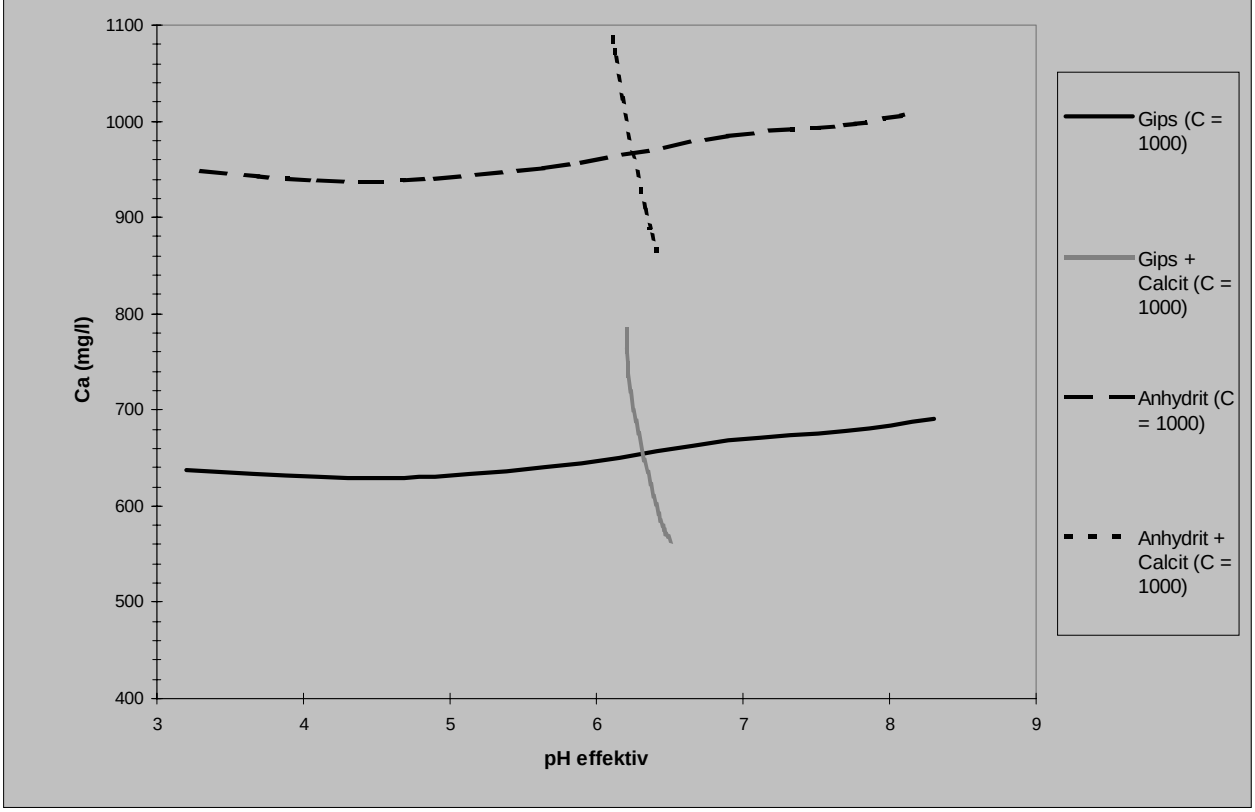


***Abb. 10.2.12*: Löslichkeitsverhalten von Fe und SO_4 in Pyrit sowie Fe in Goethit bei unterschiedlichen pH-Werten, unter Berücksichtigung der Paragenese mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

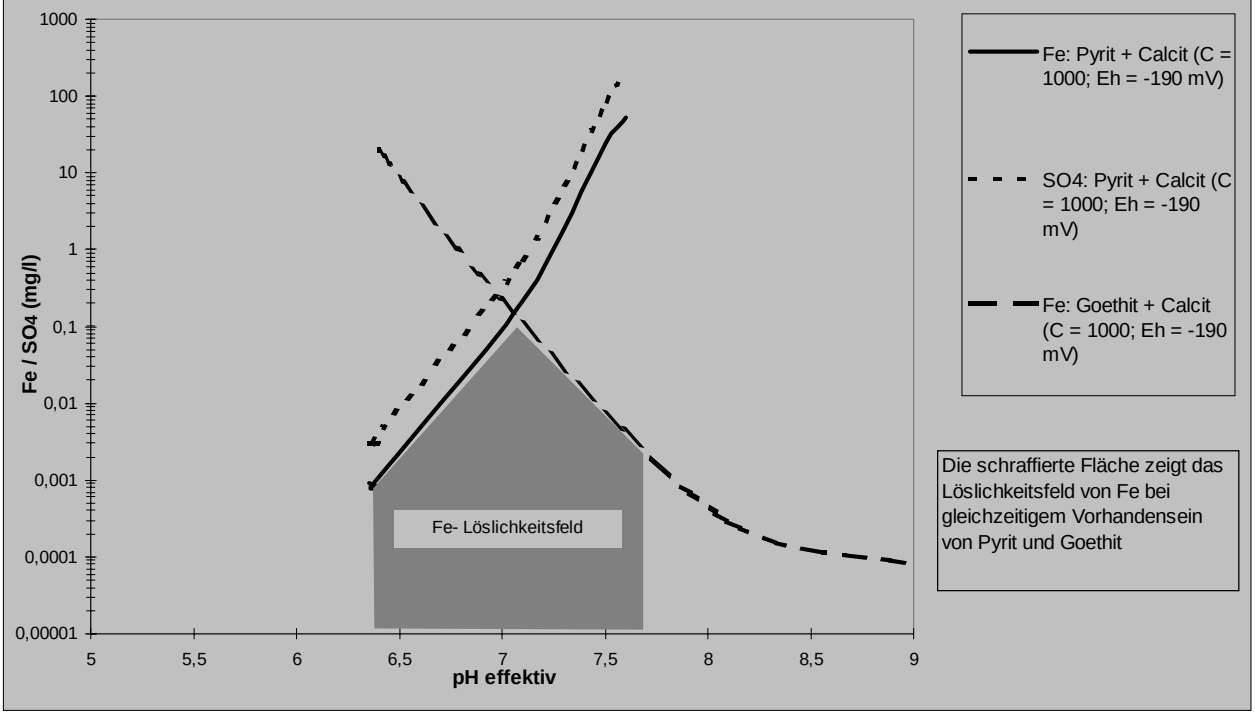


***Abb. 10.2.13*: Löslichkeitsverhalten von Fe und SO_4 in Pyrit sowie Fe in Goethit bei unterschiedlichen Eh-Werten, unter Berücksichtigung der Paragenese mit Calcit (C = Ctot. [mg/l])**

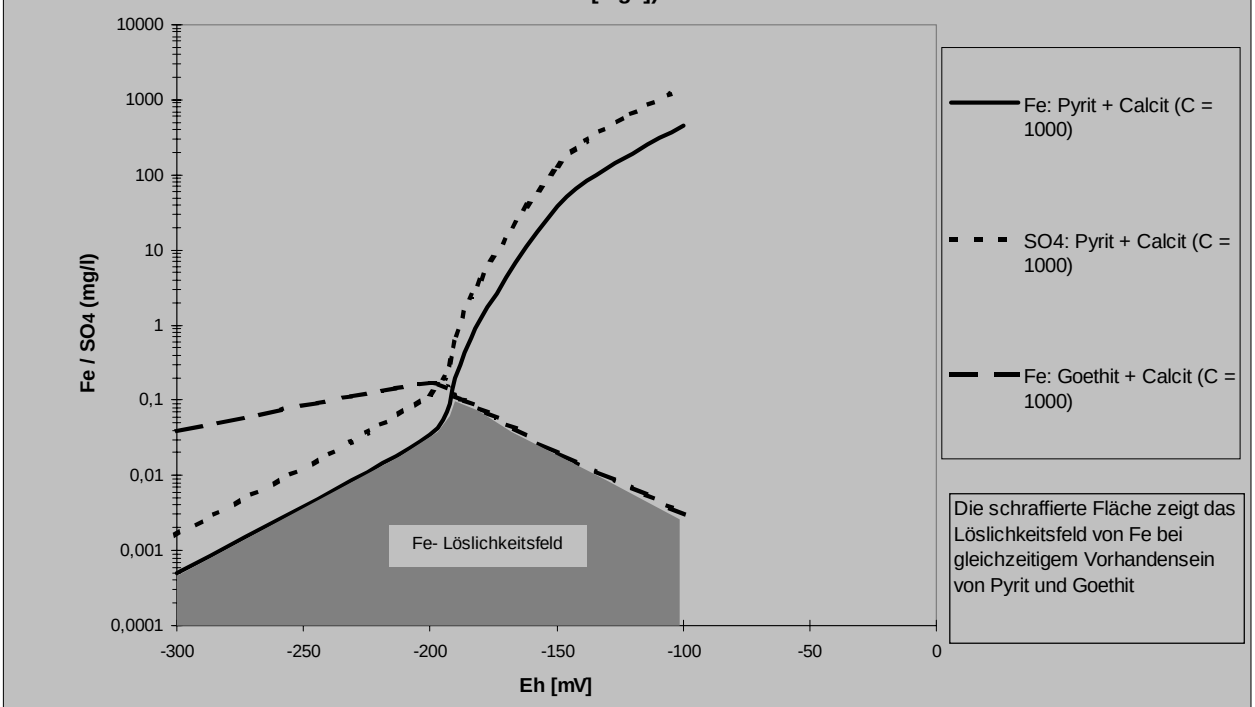


Abb. 10.2.14: Löslichkeitsverhalten von Fe, Pb, Zn und SO_4 aus Pyrit, Galenit und Sphalerit bei unterschiedlichen Eh-Werten

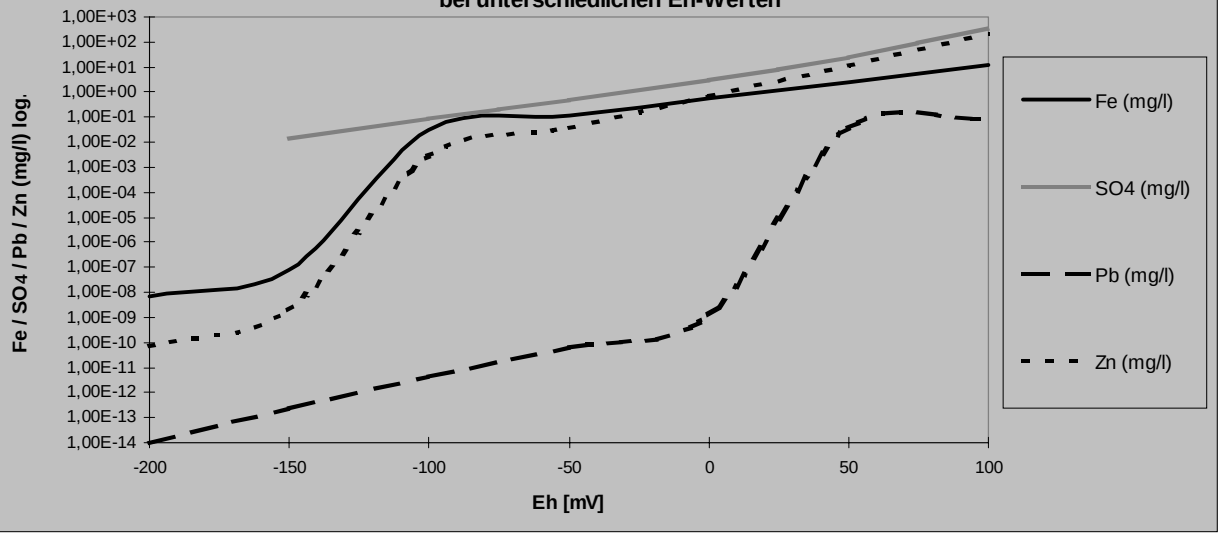


***Abb. 10.2.15*: Löslichkeitsverhalten von Schwefel aus Pyrit, Galenit und Sphalerit und resultierender pH-Wert der Lösung bei unterschiedlichen Eh-Werten**

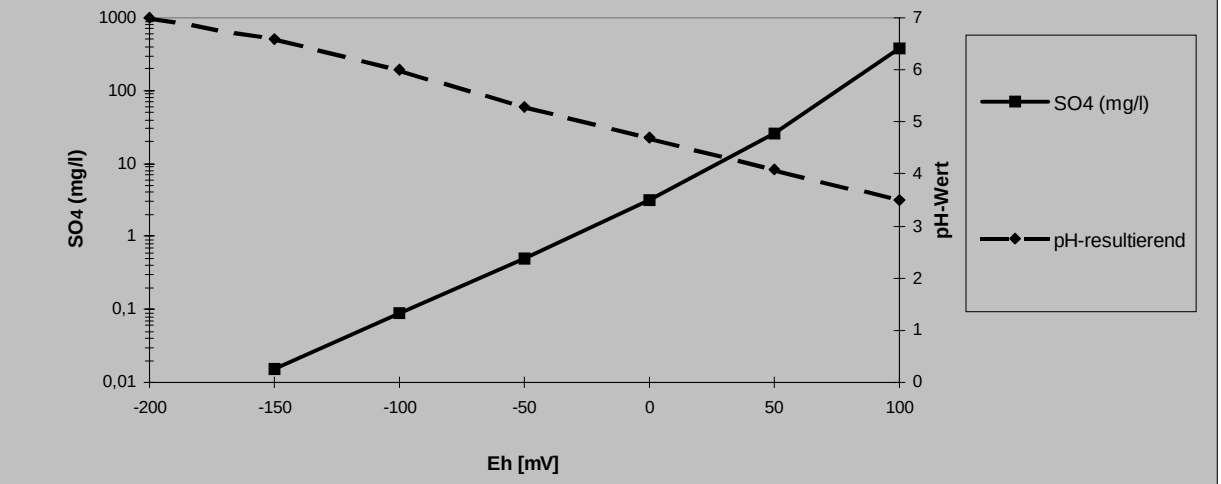
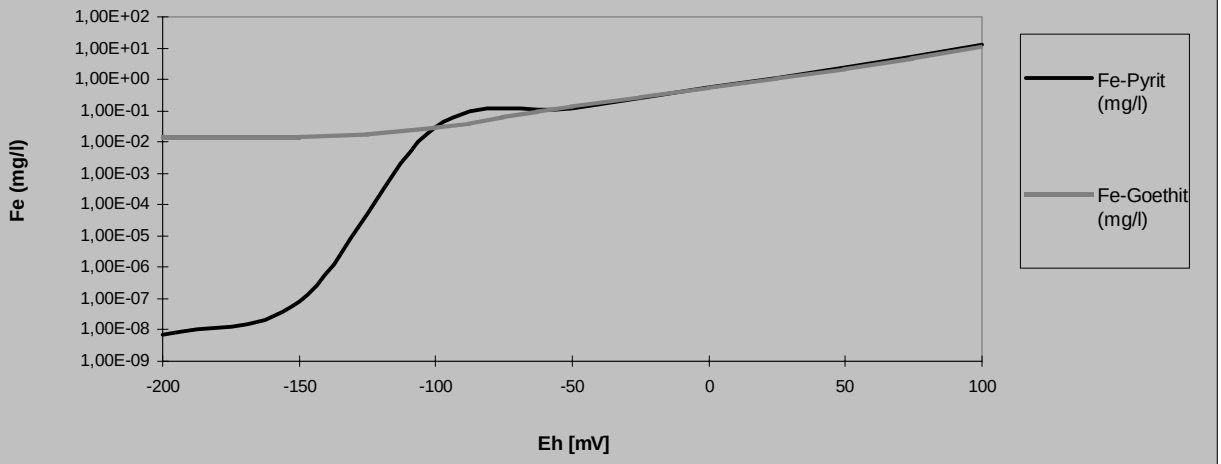


***Abb. 10.2.16*: Vergleich des Löslichkeitsverhaltens von Fe aus Pyrit und Goethit bei unterschiedlichen Eh-Werten. Basis sind die resultierenden Lösungen bei Equilibrierung von Pyrit, Galenit und Sphalerit mit den jeweiligen resultierenden pH-Werten (s.o.)**



Tab. 10.2.10: Pb, Zn, Cd, Ca, C, S (pH-Variation)

Löslichkeiten von Pb, Zn, Cd, Ca, C und S bei unterschiedlichen pH-Werten von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen und daraus resultierende pH-Werte. Ausgangsminerale sind Cerussit, Anglesit, Smithsonit und Otavit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Siderit kombiniert.
In den Diagrammen sind die jeweils gelösten Mengen der Ionen (mg/l) gegen die Ausgangs-pH-Werte aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. S wird als SO_4^{2-} berechnet, C als CO_3^{2-}.

Cerussit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
C (mg/l)	1034	1009	1002	1000	1000	1000	1000
Pb (mg/l)	115	29	5,4	0,3	0,2	0,2	0,5
pHres.	4,4	4,7	5	6	7	8	9

Cerussit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Ca (mg/l)	273	254	243	172	37	4,3	0,74
C (mg/l)	1416	1387	1370	1262	1057	1007	1001
Pb (mg/l)	0,19	0,189	0,188	0,184	0,179	0,211	0,475
pHres.	6,5	6,5	6,5	6,6	7,2	8,1	9

Anglesit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
S (mg/l)	13	12	13	22	86	149	182
Pb (mg/l)	28	27	28	48	185	320	394
pHres.	3	4	5	6	6,8	7,2	7,4

Anglesit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Ca (mg/l)	298	280	269	199	65	31	24
C (mg/l)	1454	1426	1409	1302	1098	1048	1036
S (mg/l)	74	76	76	83	127	182	213
Pb (mg/l)	161	163	165	179	275	393	460
pHres.	6,5	6,5	6,5	6,6	7	7,4	7,5

Cerussit + Anglesit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
C (mg/l)	1034	1007	993	894	644	550	520
S (mg/l)	3	8	19	168	560	708	756
Pb (mg/l)	122	42	18	2,9	1,4	1,2	1,16
pHres.	4,3	4,6	4,8	5,25	5,6	5,64	5,7

Cerussit + Anglesit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Ca (mg/l)	12448	12436	12429	12382	12275	12236	12224
C (mg/l)	1270	1237	1217	1085	783	671	635
S (mg/l)	29408	29432	29447	29543	29763	29845	29871
Pb (mg/l)	0,71	0,71	0,707	0,703	0,696	0,693	0,692
pHres.	5,9	5,9	5,9	5,9	6	6,1	6,1

Smithsonit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
C (mg/l)	1153	1130	1117	1049	1005	1002	1002
Zn (mg/l)	164	140	125	52	5	2	2
pHres.	5,8	5,9	5,9	6,1	7	8	9

Smithsonit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Ca (mg/l)	266	248	237	168	37	4	0,7
C (mg/l)	1421	1393	1375	1267	1060	1009	1003
Zn (mg/l)	18	17	16	12	4	2	2
pHres.	6,5	6,5	6,5	6,6	7,2	8,1	9

Otavit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
C (mg/l)	1032	1006	1001	1000	1000	1000	1000
Cd (mg/l)	58,5	11,5	1,2	0,02	0,0013	0,0006	0,0005
pHres.	4,2	4,5	5	6	7	8	9

Otavit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Ca (mg/l)	273	254	243	172	37	4	0,74
C (mg/l)	1415	1387	1369	1261	1057	1007	1001
Cd (mg/l)	0,0041	0,0039	0,0037	0,0028	0,001	0,0006	0,0005
pHres.	6,5	6,5	6,5	6,6	7,2	8,1	9

Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit: T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/pH	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Ca (mg/l)	265	247	236	167	37	4	0,9	0,4
Fe (mg/l)	2	2	2	1,4	0,35	0,22	7,3	119
C (mg/l)	1422	1393	1376	1268	1060	1009	1011	1134
Zn (mg/l)	18	16	16	12	4	2,2	2,2	2,6
Cd (mg/l)	0,004	0,0038	0,0036	0,0027	0,001	0,0006	0,0005	0,0005
Pb (mg/l)	0,19	0,19	0,19	0,18	0,18	0,21	0,4	1
pHres.	6,5	6,5	6,5	6,6	7,2	8,1	8,9	9,4

Tab. 10.2.11: Pb, Zn, Cd, Ca, C, S (Eh-Variation)

Löslichkeiten von Pb, Zn, Cd, Ca, C und S bei unterschiedlichen Eh-Werten von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen. Ausgangsminerale sind Cerussit, Anglesit, Smithsonit und Otavit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Siderit kombiniert.
In den Diagrammen sind die jeweils gelösten Mengen der Ionen (mg/l) gegen die Ausgangs-Eh-Werte aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. S wird als SO_4^{2-} berechnet, C als CO_3^{2-}.

Cerussit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Pb (mg/l)	1,4	1,8	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
pHres.	8	7,3	7	7	7	7	7

Cerussit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	26	64	40	37	37	37	37
C (mg/l)	1039	1097	1062	1057	1057	1057	1057
Pb (mg/l)	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18
pHres.	8,3	7,5	7,1	7,2	7,2	7,2	7,2

Anglesit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 0 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
S (mg/l)	95	26	15	12	12	12	12
Pb (mg/l)	204	55	33	27	27	27	27
pHres.	8,6	7,9	7,2	6	5,8	5,8	5,8

Anglesit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
S (mg/l)	3237	1734	253	86	86	86	86
Pb (mg/l)	6983	3739	546	185	185	185	185
pHres.	8,2	7,6	7,1	6,8	6,8	6,8	6,8

Anglesit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-150**	**-100**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	240	118	51	65	65	65	65
C (mg/l)	1366	1180	1077	1098	1098	1098	1098
S (mg/l)	2669	1645	206	127	127	127	127
Pb (mg/l)	5757	3549	444	275	275	275	275
pHres.	8,3	7,6	7,1	7	7	7	7

Cerussit + Anglesit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
C (mg/l)	0,055	0,058	2,5	317	644	644	644
S (mg/l)	3464	1921	1571	1076	560	560	560
Pb (mg/l)	4076	748	1,6	1,3	1,4	1,4	1,4
pHres.	8,25	7,6	7,1	5,7	5,6	5,6	5,6

Cerussit + Anglesit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-145**	**-120**	**-100**	**-50**	**1**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	12224	12259	12275	12275	12275	12275	12275
C (mg/l)	207	574	780	783	783	783	783
S (mg/l)	30546	30053	29766	29763	29763	29763	29763
Pb (mg/l)	0,698	0,696	0,696	0,696	0,696	0,696	0,696
pHres.	6,4	6,1	6,04	6,03	6,03	6,03	6,03

Smithsonit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
C (mg/l)	1012	1021	1005	1005	1005	1005	1005
Zn (mg/l)	13	22	5,4	5,3	5,3	5,3	5,3
pHres.	8,2	7,5	7	7	7	7	7

Smithsonit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 0 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	9	9	9	9	9	9	9
C (mg/l)	29	29	29	29	29	29	29
Zn (mg/l)	16	16	16	16	16	16	16
pHres.	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2

Smithsonit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	25	63	40	37	37	37	37
C (mg/l)	1024	1101	1065	1060	1060	1060	1060
Zn (mg/l)	4	6	4	4	4	4	4
pHres.	8,3	7,5	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2

Otavit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-240**	**-235**	**-230**	**-225**	**-220**	**-215**	**-210**	**-200**	**bis 600**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Cd (mg/l)	0,21	0,46	0,52	0,44	0,19	0,04	0,01	0,003	0,002	0,0013	0,0013
pHres.	8	7,25	7,1	7	7	7	7	7	7	7	7

Otavit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**bis 600**
Ca (mg/l)	26	64	40	37	37	37	37
C (mg/l)	1039	1097	1062	1057	1057	1057	1057
Cd (mg/l)	0,0009	0,0014	0,0011	0,001	0,001	0,001	0,001
pHres.	8,3	7,5	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2

Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit: T = 10°C pH = 7 Ctot. = 1000 mg/l

Element/mV	**-300**	**-250**	**-200**	**-100**	**1**	**100**	**200**	**300**	**400**	**500**	**600**
Ca (mg/l)	25	63	40	37	37	37	37	37	38	47	30
Fe (mg/l)	0,18	0,43	0,38	0,35	0,35	0,35	0,35	0,6	16	421	5087
C (mg/l)	1042	1101	1065	1060	1060	1060	1060	1061	1079	1536	6607
Zn (mg/l)	4	5,8	4,2	4	4	4	4	4	4,1	4,6	3,4
Cd (mg/l)	0,0009	0,0014	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,0011	0,0009
Pb (mg/l)	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,19
pHres.	8,3	7,5	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2	7	6,9

Tab. 10.2.12: Pb, Zn, Cd, Ca, C, S (Temp.-Variation)

Löslichkeiten von Pb, Zn, Cd, Ca, C und S bei unterschiedlichen Temperaturen von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen. Ausgangsminerale sind Cerussit, Anglesit, Smithsonit und Otavit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Siderit kombiniert.
In den Diagrammen sind die jeweils gelösten Mengen der Ionen (mg/l) gegen die Ausgangstemperaturen aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. S wird als SO_4^{2-} berechnet, C als CO_3^{2-}.

Cerussit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Pb (mg/l)	0,15	0,2	0,3	0,36	0,46	0,6	0,7	0,9
pHres.	7	7	7	7	7	7	7	7

Cerussit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	43	33	25	20	16	13	10	8
C (mg/l)	1066	1050	1038	1030	1024	1019	1016	1013
Pb (mg/l)	0,15	0,21	0,28	0,364	0,47	0,59	0,74	0,91
pHres.	7,2	7,2	7,14	7,1	7,1	7,1	7,06	7,04

Anglesit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
S (mg/l)	78	93	107	119	130	140	147	154
Pb (mg/l)	168	201	231	258	281	301	318	332
pHres.	6,9	6,8	6,8	6,7	6,7	6,7	6,7	6,7

Anglesit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	70	60	52	46	40	34	29	24
C (mg/l)	1106	1091	1080	1070	1061	1052	1044	1037
S (mg/l)	120	134	147	157	164	170	174	176
Pb (mg/l)	258	290	317	338	355	367	375	380
pHres.	7,1	7	6,9	6,9	6,8	6,8	6,8	6,7

Cerussit + Anglesit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
C (mg/l)	654	637	627	621	619	620	622	626
S (mg/l)	545	572	588	597	600	600	596	590
Pb (mg/l)	1,3	1,5	1,7	2	2,3	2,6	3	3,5
pHres.	5,6	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5

Cerussit + Anglesit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	13116	11426	9730	8092	6567	5198	4013	3022
C (mg/l)	793	773	756	740	726	713	702	694
S (mg/l)	31762	27741	23704	19803	16171	12912	10089	7727
Pb (mg/l)	0,622	0,778	0,9675	1,197	1,4723	1,8	2,2	2,64
pHres.	6,1	6	5,93	5,88	5,84	5,81	5,795	5,79

Smithsonit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
C (mg/l)	1006	1004	1003	1002	1001	1001	1001	1001
Zn (mg/l)	6,8	4,2	2,9	2,1	1,6	1,2	1	0,9
pHres.	7	7	7	7	7	7	7	7

Smithsonit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	43	32	25	20	16	12	10	8
C (mg/l)	1069	1052	1040	1032	1025	1020	1016	1013
Zn (mg/l)	5	3,4	2,4	1,8	1,4	1,15	0,97	0,85
pHres.	7,2	7,2	7,1	7,1	7,1	7,1	7,1	7

Otavit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Cd (mg/l)	0,0015	0,0012	0,001	0,0009	0,0008	0,0008	0,0007	0,0007
pHres.	7	7	7	7	7	7	7	7

Otavit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	43	33	25	20	16	13	10	8
C (mg/l)	1066	1050	1038	1030	1024	1019	1015	1012
Cd (mg/l)	0,0011	0,001	0,0009	0,0008	0,0008	0,0007	0,0007	0,0007
pHres.	7,2	7,2	7,1	7,1	7,1	7,1	7,06	7,04

Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

Element/ °C	**5**	**15**	**25**	**35**	**45**	**55**	**65**	**75**
Ca (mg/l)	42	32	25	20	16	13	10	8
Fe (mg/l)	0,4	0,32	0,28	0,29	0,4	0,77	1,9	5,1
C (mg/l)	1070	1053	1041	1032	1026	1021	1019	1019
Zn (mg/l)	5	3,4	2,4	1,8	1,4	1,15	0,97	0,85
Cd (mg/l)	0,0011	0,0009	0,0009	0,0008	0,0008	0,0007	0,0007	0,0007
Pb (mg/l)	0,15	0,21	0,28	0,36	0,47	0,59	0,74	0,91
pHres.	7,2	7,2	7,1	7,1	7,1	7,1	7	7

Tab. 10.2.13: Pb, Zn, Cd, Ca, C, S (Ctot.-Variation)

Löslichkeiten von Pb, Zn, Cd, Ca, C und S bei unterschiedlichen C-total-Werten (Ctot.) von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen. Ausgangsminerale sind Cerussit, Anglesit, Smithsonit und Otavit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Siderit kombiniert.
In den Diagrammen sind die jeweils gelösten Mengen der Ionen (mg/l) gegen die C-total-Ausgangswerte aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. S wird als SO_4^{2-} berechnet, C als CO_3^{2-}.

Cerussit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
C (mg/l)	0,4	100	300	500	1000	1500	2000	3000	4000	5000	10000
Pb (mg/l)	1,5	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,21
pHres.	8,3	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7

Cerussit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	4	14	30	36	37	34	31	26	23	21	15
C (mg/l)	7	122	346	555	1057	1552	2047	3040	4035	5031	10023
Pb (mg/l)	0,99	0,184	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,186	0,189	0,21
pHres.	10,3	8,3	7,6	7,4	7,2	7,1	7,1	7	7	7	7

Anglesit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
C (mg/l)		100	300	500	1000	1500	2000	3000	4000	5000	10000
S (mg/l)	12	23	41	56	86	111	133	173	208	242	391
Pb (mg/l)	27	50	89	120	185	238	286	372	450	522	844
pHres.	5,8	6,7	6,8	6,8	6,8	6,8	6,9	6,9	6,9	6,9	6,9

Anglesit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	55	60	69	71	65	57	50	40	35	31	22
C (mg/l)	85	192	405	608	1098	1586	2076	3062	4053	5047	10033
S (mg/l)	129	117	114	116	127	142	158	191	223	254	399
Pb (mg/l)	278	252	246	250	275	307	342	413	482	549	861
pHres.	8,75	7,8	7,4	7,2	7	7	6,95	6,9	6,9	6,9	6,9

Cerussit + Anglesit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
C (mg/l)	0,42	65	195	324	644	964	1282	1915	2545	3173	6288
S (mg/l)	12	58	167	278	560	845	1131	1709	2291	2876	5844
Pb (mg/l)	28	6,6	2,9	2	1,4	1,1	0,975	0,833	0,756	0,707	0,598
pHres.	6,6	5,6	5,6	5,6	5,6	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5	5,4

Cerussit + Anglesit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	12312	12320	12317	12308	12275	12236	12193	12102	12007	11912	11450
C (mg/l)	1,16	101	267	421	783	1130	1470	2135	2789	3435	6602
S (mg/l)	29507	29525	29573	29625	29763	29908	30057	30365	30685	31014	32792
Pb (mg/l)	2,025	0,712	0,704	0,701	0,696	0,691	0,686	0,677	0,668	0,659	0,619
pHres.	8,7	6,7	6,35	6,2	6,03	5,94	5,87	5,78	5,71	5,66	5,53

Smithsonit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
C (mg/l)	13	111	309	507	1005	1504	2004	3003	4003	5003	10002
Zn (mg/l)	14	12	10	8	5	4,4	3,9	3,4	3,1	2,9	2,6
pHres.	8,5	7,3	7,1	7	7	7	7	7	7	7	7

Smithsonit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	9	14	29	35	37	34	31	26	23	20	15
C (mg/l)	29	124	348	558	1060	1555	2050	3042	4037	5034	10025
Zn (mg/l)	16	3,3	3,7	4	4	3,8	3,6	3,3	3	2,9	2,5
pHres.	9,2	8,3	7,6	7,4	7,2	7,1	7,1	7	7	7	7

Otavit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
C (mg/l)	0,08	100	300	500	1000	1500	2000	3000	4000	5000	10000
Cd (mg/l)	0,143	0,0065	0,003	0,002	0,0013	0,0011	0,001	0,0009	0,0008	0,0008	0,0007
pHres.	8,6	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7

Otavit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	4,4	14	30	36	37	34	31	26	23	21	15
C (mg/l)	6,8	122	346	555	1057	1552	2047	3039	4035	5031	10023
Cd (mg/l)	0,0007	0,0007	0,0009	0,001	0	0	0,0009	0,0008	0,0008	0,0008	0,0007
pHres.	10,3	8,3	7,6	7,4	7,2	7,1	7,1	7	7	7	7

Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit: pH = 7 Eh = 200 mV T = 10°C

El./ Ctot.(mg/l)	**0**	**100**	**300**	**500**	**1000**	**1500**	**2000**	**3000**	**4000**	**5000**	**10000**
Ca (mg/l)	18	16	29	35	37	34	31	26	23	20	15
Fe (mg/l)	23	3	0,3	0,3	0,35	0,36	0,35	0,34	0,33	0,33	0,31
C (mg/l)	58	130	348	558	1060	1556	2050	3043	4038	5034	10026
Zn (mg/l)	4,8	3,3	3,7	4	4	3,8	3,6	3,3	3	2,9	2,5
Cd (mg/l)	0,0008	0,0008	0,0009	0,001	0,001	0,001	0,0009	0,0008	0,0008	0,0008	0,0007
Pb (mg/l)	0,19	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,18	0,19	0,19	0,21
pHres.	8,6	8,3	7,6	7,4	7,2	7,1	7,1	7	7	7	7

Tab. 10.2.14: Pb, Zn, Cd, Ca, C, S (Salzlast-Variation)

Löslichkeiten von Pb, Zn, Cd, Ca, C und S bei unterschiedlichen Salzlasten (Molarität von NaCl) von einwirkenden wässrigen Ausgangslösungen. Ausgangsminerale sind Cerussit, Anglesit, Smithsonit und Otavit. Diese werden zusätzlich mit Calcit und Siderit kombiniert.
In den Diagr. sind die jeweils gelösten Mengen der Ionen (mg/l) gegen die Ausgangs-Salzlasten (Mol NaCl) aufgetragen.
Ctot. ist der CO_2-Gesamtgehalt. S wird als SO_4^{2-} berechnet, C als CO_3^{2-}.

Cerussit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1001
Pb (mg/l)	0,18	0,185	0,19	0,201	0,227	0,308	0,366	0,832	1,478	2,19
pHres.	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7

Cerussit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	37	47,5	52	56	58,7	58,2	57	49	41	33,6
C (mg/l)	1057	1072	1079	1085	1089	1089	1087	1075	1062	1051
Pb (mg/l)	0,179	0,183	0,186	0,189	0,192	0,198	0,204	0,274	0,4	0,57
pHres.	7,2	7,3	7,3	7,4	7,4	7,5	7,5	7,6	7,6	7,6

Anglesit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
S (mg/l)	86	106	119	140	181	272	322	608	892	1150
Pb (mg/l)	185	228	256	303	392	586	969	1311	1925	2481
pHres.	6,8	6,8	6,8	6,8	6,8	6,8	6,8	6,8	6,85	6,9

Anglesit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	65	85,4	96,6	110	124	130	128	103	78	59,7
C (mg/l)	1098	1130	1147	1168	1189	1198	1194	1156	1119	1091
S (mg/l)	127	165	189	224	277	368	415	674	938	1183
Pb (mg/l)	275	356	407	483	598	794	894	1453	2024	2551
pHres.	7	7,1	7,1	7,14	7,17	7,21	7,23	7,3	7,34	7,36

Cerussit + Anglesit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
C (mg/l)	644	629	622	614	604	592	588	577	573	572
S (mg/l)	560	585	598	616	647	712	752	1004	1274	1524
Pb (mg/l)	1,4	4,45	8,4	18,7	49	151	224	728	1299	1836
pHres.	5,6	5,5	5,4	5,35	5,3	5,2	5,18	5,12	5,09	5,06

Cerussit + Anglesit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	12275	12445	12593	12832	13152	13405	13409	12793	11675	10409
C (mg/l)	783	772	767	763	759	755	755	757	764	774
S (mg/l)	29763	30188	30548	31129	31902	32516	32528	31057	28383	25359
Pb (mg/l)	0,696	0,848	1,01	1,38	2,32	5,25	7,39	27	64	122
pHres.	6,035	6,03	6,02	6,01	5,99	5,94	5,92	5,84	5,76	5,7

Smithsonit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
C (mg/l)	1005	1007	1009	1012	1016	1022	1025	1034	1040	1041
Zn (mg/l)	5	8	9,8	12,7	17	23,5	26	37	42	44
pHres.	7	7	7	7	7,1	7,1	7,1	7,2	7,3	7,4

Smithsonit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	37	47	51	54	57	56	54	44	34	26
C (mg/l)	1060	1076	1082	1089	1093	1093	1091	1080	1070	1061
Zn (mg/l)	4	5	5,4	6,1	7,1	8,7	9,5	14	19	23
pHres.	7,2	7,3	7,3	7,4	7,5	7,54	7,57	7,64	7,68	7,7

Otavit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
C (mg/l)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1001	1001
Cd (mg/l)	0,0013	0,0052	0,0097	0,0204	0,0485	0,1314	0,1865	0,5994	1,2124	1,9509
pHres.	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7

Otavit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	37	47	52	56	59	58	57	49	41	34
C (mg/l)	1057	1072	1079	1085	1089	1089	1087	1075	1062	1051
Cd (mg/l)	0,001	0,0027	0,0043	0,0075	0,0149	0,0337	0,0455	0,1334	0,2735	0,4659
pHres.	7,2	7,3	7,3	7,4	7,45	7,5	7,54	7,6	7,6	7,6

Cerussit + Smithsonit + Otavit + Siderit + Calcit: pH = 7 T = 10°C Eh = 200 mV Ctot. = 1000 mg/l

El./NaCl (Mol)	**0**	**0,05**	**0,1**	**0,2**	**0,4**	**0,8**	**1**	**2**	**3**	**4**
Ca (mg/l)	37	46	50	54	57	55	54	44	34	25
Fe (mg/l)	0,35	0,4	0,43	0,46	0,49	0,53	0,54	0,6	0,63	0,645
C (mg/l)	1060	1076	1082	1089	1093	1093	1091	1081	1070	1061
Zn (mg/l)	4	4,9	5,4	6,1	7,1	8,7	9,5	14	19	23
Cd (mg/l)	0,001	0,0026	0,0042	0,0073	0,0143	0,032	0,043	0,1194	0,2275	0,3523
Pb (mg/l)	0,18	0,18	0,19	0,19	0,19	0,2	0,202	0,257	0,348	0,449
pHres.	7,2	7,3	7,3	7,4	7,5	7,5	7,6	7,6	7,7	7,7

Abb. 10.2.17: Löslichkeiten von Pb, Cd, Zn, Ca, C und S aus verschiedenen Mineralkombinationen, unter pH-Variation einwirkender Lösungen:

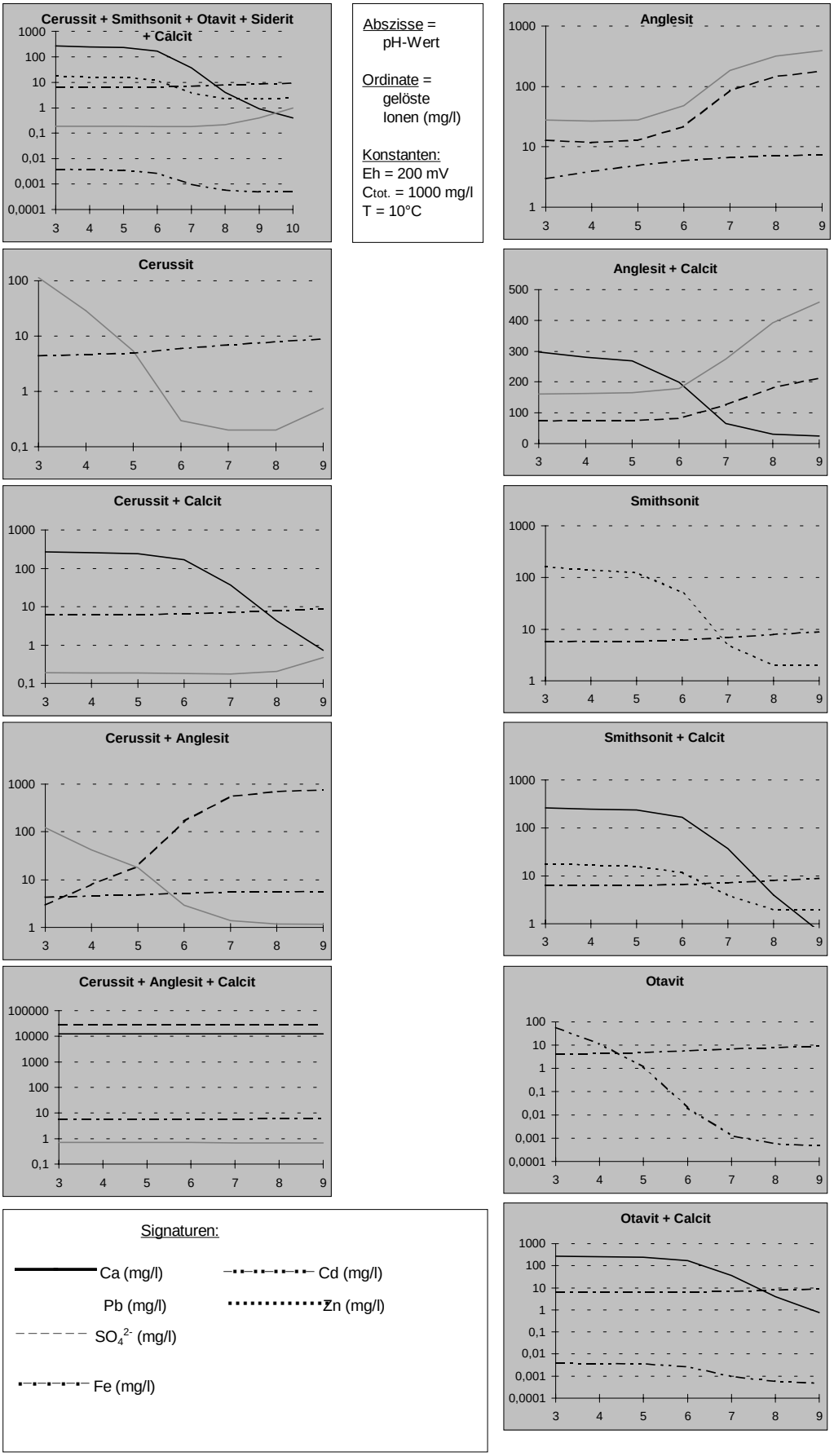


Abb. 10.2.18: Löslichkeiten von Pb, Cd, Zn, Ca, C und S aus verschiedenen Mineralkombinationen, unter Eh-Variation einwirkender Lösungen:

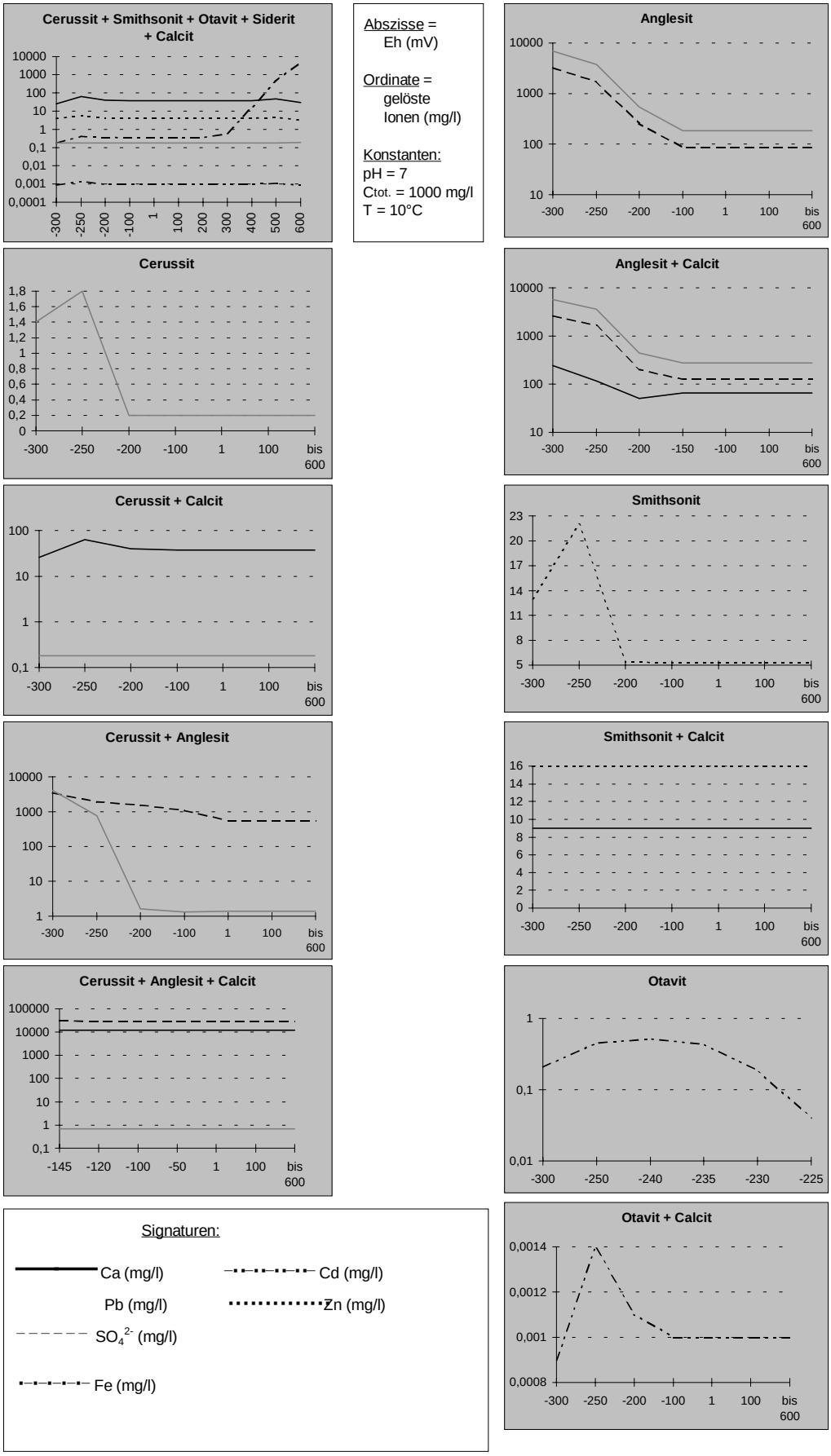


Abb. 10.2.19: Löslichkeiten von Pb, Cd, Zn, Ca, C und S aus verschiedenen Mineralkombinationen, unter Temperatur-Variation einwirkender Lösungen:

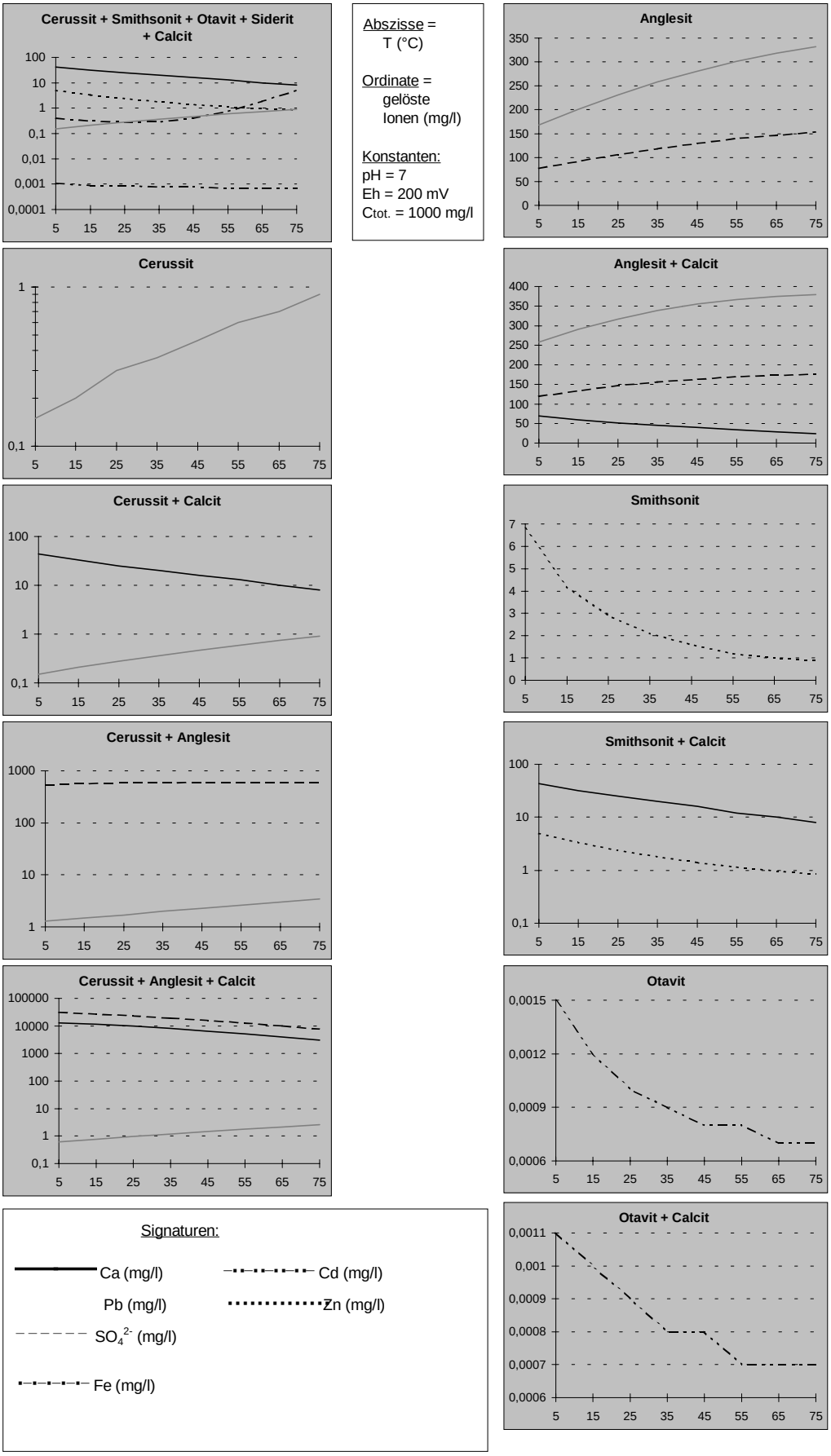


Abb. 10.2.20: Löslichkeiten von Pb, Cd, Zn, Ca, C und S aus verschiedenen Mineralkombinationen, unter C-total-Variation einwirkender Lösungen:

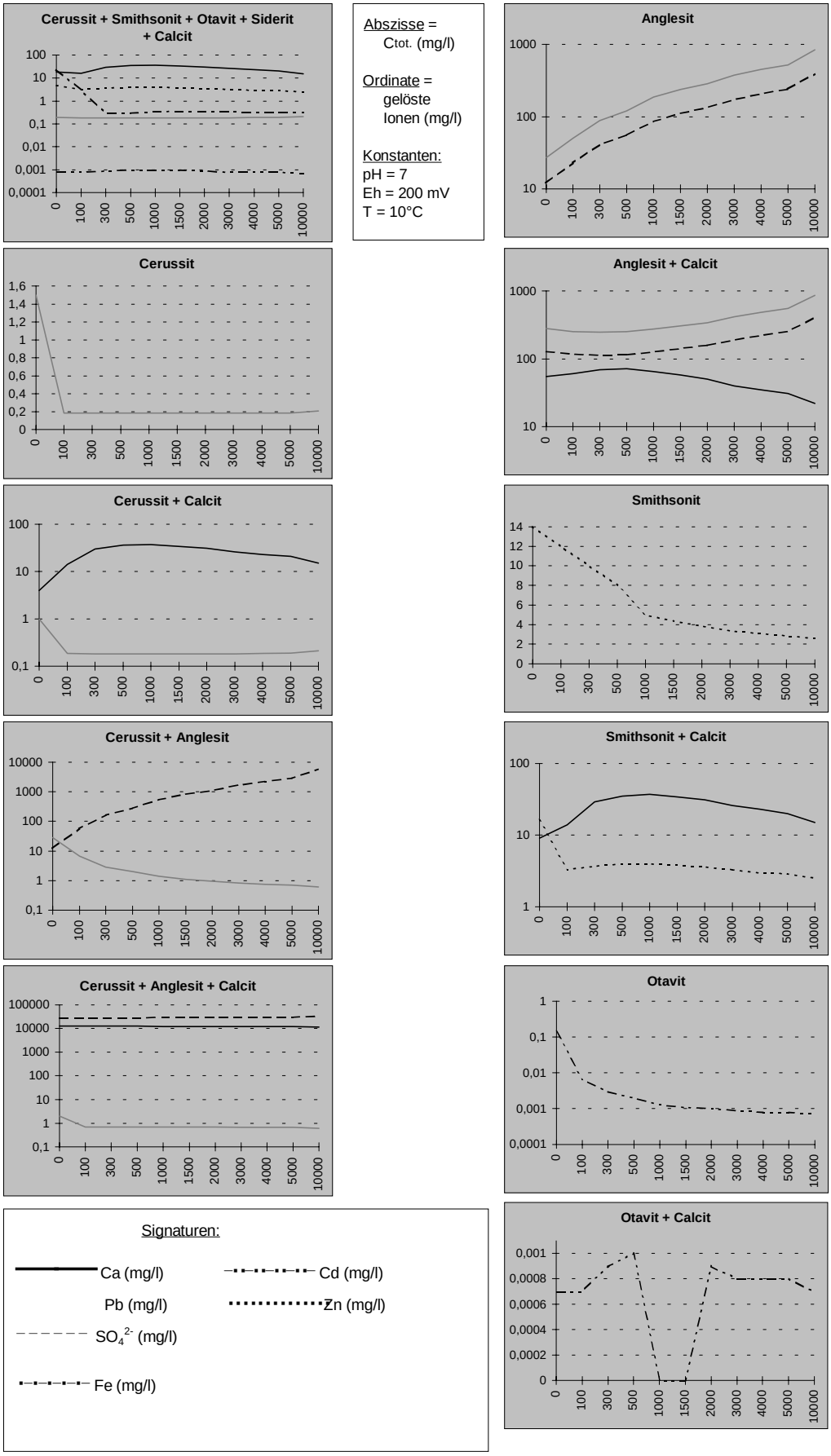
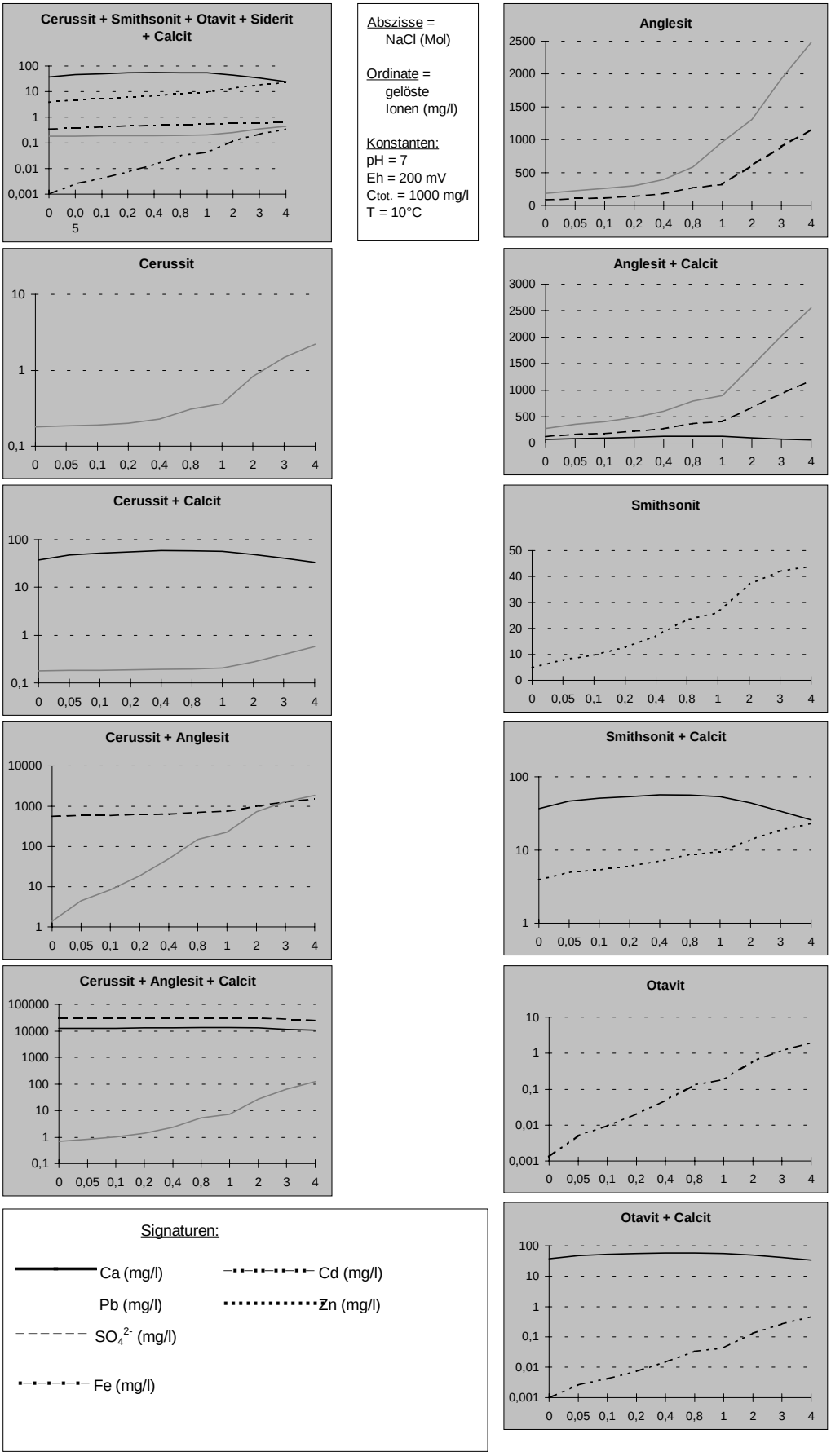


Abb. 10.2.21: Löslichkeiten von Pb, Cd, Zn, Ca, C und S aus verschiedenen Mineralkombinationen, unter Variation der Salzlast einwirkender Lösungen:



Tabellenverzeichnis

Tabellen im Anhang

Abbildungsverzeichnis

Abbildungen im Anhang

Literaturverzeichnis:

ABBEY, S. (1983): Studies in ´standard samples´ of silicate rocks and minerals 1969-1982. – Geological Survey of Canada. Paper 83-15. 114 p., Ottawa, Canada.

AbfKlärV (1982): Verordnung zur Klärschlammaufbringung in der Landwirtschaft. – Klärschlammverordnung vom 25.6.1982. Bundesgesetzblatt jg. 1982, **Teil I**, S. 734-739.

AbfKlärV (1992): Klärschlammverordnung vom 15. April 1992. – Bundesgesetzblatt, Jahrgang 1992, **Teil I**, S. 913-935.

BALL, J.W., NORDSTROM, D.K. & ZACHMANN, D.W. (1987): WATEQ4F – A personal computer FORTRAN translation of the geochemical model WATEQ2 with revised data base. – U.S. Geological Survey. Open file report 87-50. Menlo Park, California.

BRÜMMER, G.W. (1983): Heavy Metal Species, Mobility and Availability in Soils. – In: BERNARD, M., BRINCKMANN, F.E., & SADLER, P. (eds.): The Importance of Chemical Speciation in Environmental Processes. – Dahlem Konferenzen; Springer Verlag, Berlin-Heidelberg-New York.

CARROLL, D. (1970): Clay Minerals: A Guide to Their X-ray Identification. − THE GEOLOGICAL SOCIETY OF AMERICA, Special Paper 126; 80 p. Boulder, Colorado.

CLAUß, G. & EBNER, H. (1989): Statistik - Band 1: Grundlagen – Verlag Harri Deutsch; Thun und Frankfurt am Main.

DAVIS, J.C. (1973): Statistics and Data Analysis in Geology. – John Wiley & Sons, Inc.; New York.

DECHEMA (1989): Beurteilung von Schwermetallkontaminationen im Boden. – Resumée der Dechema-Arbeitsgruppe „Bewertung von Gefährdungspotentialen im Bodenschutz“. In: BEHRENS, D. & WIESNER, J. (Hrsg.): Beurteilung von Schwermetallkontaminationen im Boden. – S. 31-73; Dechema, Frankfurt a. M.

DIN 38404 Teil 5 (1984): Bestimmung des pH-Wertes (C 5). – Deutsche Einheitsverfahren zur Wasser-, Abwasser- und Schlammuntersuchung. Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DIN 38404 Teil 8 (1985): Bestimmung der elektrischen Leitfähigkeit (C 8). – Deutsche Einheitsverfahren zur Wasser-, Abwasser- und Schlammuntersuchung. Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DIN 38414 Teil 4 (1984): Bestimmung der Eluierbarkeit mit Wasser (S4). – Deutsche Einheitsverfahren zur Wasser-, Abwasser- und Schlammuntersuchung. Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DIN 38414 Teil 5 (1981): Bestimmung des pH-Wertes in Schlämmen und Sedimenten (S5). – Deutsche Einheitsverfahren zur Wasser-, Abwasser- und Schlammuntersuchung. Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DIN 38414 Teil 7 (1983): Aufschluß mit Königswasser zur nachfolgenden Bestimmung des säurelöslichen Anteils von Metallen (S7). – Deutsche Einheitsverfahren zur Wasser-, Abwasser- und Schlammuntersuchung. Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DIN-ISO 10694: Bodenbeschaffenheit – Bestimmung von organischem Kohlenstoff und Gesamtkohlenstoff nach trockener Verbrennung (Elementaranalyse). – DIN-Katalog (Standardwerk) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; Beuth Verlag, Berlin.

DINV 19730 (1993): Ammoniumnitratextraktion zur Bestimmung mobiler Spurenelemente in Mineralböden. – Normenausschuß Wasserwesen (NAW) im DIN Deutsches Institut für Normung e.V.; Vornorm DK 614.77:631.416.9:620.1:543.7 vom Februar 1993. DIN-Verfahren und VDI-Richtlinien, Beuth Verlag, Berlin.

DOERFFEL, K. (1984): Statistik in der analytischen Chemie. – Verlag Chemie. 192 S. Weinheim

EIKMANN, T. & KLOKE, A. (1993): Nutzungs- und schutzgutbezogene Orientierungswerte für (Schad-) Stoffe in Böden. – In: ROSENKRANZ, D., EINSELE, G. & HARRES, H.M. (Hrsg.): Bodenschutz. Ergänzbares Handbuch der Maßnahmen und Empfehlungen für Schutz, Pflege und Sanierung von Böden, Landschaft und Grundwasser. 1. Band: Grundlagen, Informationen, Bodenbelastung. – BoS 14 Lfg. X/93, S. 1-26; Berlin.

EINBRODT, H.J. & MICHELS, S. (1984): Selen. – In: MERIAN, E. (1984): Metalle in der Umwelt. – S. 541-554. Verlag Chemie, Weinheim.

ENQUETE-KOMMISSION DES DEUTSCHEN BUNDESTAGES „SCHUTZ DES MENSCHEN UND DER UMWELT“ (1997): Zwischenbericht – Konzept Nachhaltigkeit: Fundamente für die Gesellschaft von morgen.

FERGUSSON, J.E. (1990): The heavy elements: chemistry, environmental impact and health effects. – 614 S.; Pergamon Press, Oxford, Great Britain.

FORBES, E.A., POSNER, A.M. & QUIRK, J.P. (1976): The specific adsorption of divalent Cd, Co, Cu, Pb and Zn on goethite. – Journal of Soil Science, **27**, 154-166.

FÖRSTNER, U. & CALMANO, W. (1982): Bindungsformen von Schwermetallen in Baggerschlämmen. – Vom Wasser **59**, 83-92; Weinheim.

GERTH, J. (1985): Untersuchungen zur Adsorption von Nickel, Zink und Cadmium durch Bodentonfraktionen unterschiedlichen Stoffbestandes und verschiedener Bodenkomponenten. – Dissertation; Universität Kiel.

GEYER, O. & GWINNER, M. (1991): Geologie von Baden-Württemberg. – 482 Seiten. E. Schweizerbart´sche Verlagsbuchhandlung (Nägele u. Obermiller), Stuttgart.

GLA NRW KURPARK VLOTHO (1996): Excel-Tabelle des Niedersächsischen Landesamtes für Bodenforschung Geowissenschaftliche Gemeinschaftsaufgaben (NLFB GGA). – Freigegeben durch GLA NRW.

GRUPE, M. (1989): Schwermetallgehalte in Böden in Abhängigkeit vom Ausgangssubstrat. – Mitteilgn. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch., **59/II**, 895-896.

HAGELAUER, W.D. & WOLFF, G. (1993): Technische Verwertung von Bodenaushub. Ein Beitrag zum sparsamen und schonenden Umgang mit dem Boden. – Studie im Auftrag des Umweltministeriums Baden-Württemberg; 95 Seiten. Umweltministerium Baden-Württemberg, Stuttgart.

HEIN, H. & SCHWEDT, G. (1992): Richt- und Grenzwerte. Wasser - Boden - Abfall - Chemikalien - Luft. 3. Auflage. – UMWELTMAGAZIN; Vogel Verlag und Druck KG, Würzburg.

HEINRICHS, G. & UDLUFT, P. (1996): Geogenes Arsen in Grundwässern Deutschlands unter Berücksichtigung der Aquifergeologie. – Z. dt. geol. Ges., **147**/4, S. 519-530; E. Schweizerbart´sche Verlagsbuchhandlung, Stuttgart.

HORNBURG, V. (1993): Schwermetall-Gesamtgehalte in verschiedenen Böden nordrhein-westfälischer Naturräume. – Unveröffentlichter Bericht, GLA NRW Krefeld, 50 S.

JACOB, G., DUNEMANN, L., ZACHMANN, D. & BRASSER, T. (1990): Untersuchungen zur Bindungsform von Schwermetallen in ausgewählten Abfällen. – Abfallwirtschaftsjournal 2, Nr. 7/8, 451-457; EF-VERLAG für Energie- und Umwelttechnik GmbH, Berlin.

JAHN, R., STAHR, K. & ZAUNER, G. (1992): Gutachten zum geogenen Schwermetallbestand der Schichtenfolge des Stadtgebietes von Stuttgart. – Im Auftrag des Umweltamtes der Landeshauptstadt Stuttgart. 47 Seiten; Hohenheim.

JOCHUM, J. (1992): Posidonia Shales. – In: Zimmerle, W. & Stribrny, B. (Hrsg.): Organic carbon-rich pelitic sediments in the Federal Republic of Germany. IGCP-Project 254 - Metalliferous black shales. – Cour. Forsch.-Inst. Senckenberg, **152**, Frankfurt a. M.

JUISTEN, A. (1996): Datentabelle aus Diplomarbeit (unveröffentlicht) zur Malmbohrung (TK 25 3917 Minden). – Lehrstuhl Hydrogeologie, Geologisches Institut der Universität Bonn.

KAISER, R. & GOTTSCHALK, G. (1972): Elementare Tests zur Beurteilung von Meßdaten. – B.I.-Wissenschaftsverlag; Hochschultaschenbücher Band 774, 68 Seiten; Bibliographisches Institut AG, Mannheim.

KLOKE, A. (1980): Richtwerte ´80. Orientierungsdaten für tolerierbare Gesamtgehalte einiger Elemente in Kulturböden. – Mitteilungen VDLUFA, H. 1-3.

KOCH, D. & GRUPE, M. (1993): Mobilität von Schwermetallen geogener/anthropogener Herkunft. – Mitteilgn. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch., **72**, 385-388.

KOHL, R., LEHLE, M., REINFELDER, H. & SCHLECHTER, R. (1994): Leitfaden zum Schutz der Böden beim Auftrag von kultivierbarem Bodenaushub. − Arbeitskreis Bodenschutz beim Umweltministerium Baden-Württemberg; Heft Nr. 28 der Reihe „Luft, Boden, Abfall“, 36 Seiten. Umweltministerium Baden-Württemberg, Stuttgart.

KORKISCH, J. & DIMITRIADIS, D. (1974): Contribution to the analysis of nuclear raw materials. V. Spectrophotometric determination of cadmium in samples of yellow cake, unranium-bearing materials and geological standards. – Mikrochim. Acta, No. **1**, p. 449.

KORKISCH, J. (1989): Handbook of ion exchange resins. Volume IV. (Cadmium: Spectrophotometric determination of Cd in geological materials after separation by anion exchange). – 352 p. CRC Press, Inc.; Boca Raton, Florida.

LAGA − LÄNDERARBEITSGEMEINSCHAFT ABFALL (1994): Anforderungen an die stoffliche Verwertung von mineralischen Reststoffen/Abfällen. - Technische Regeln. – Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA); Arbeitsgemeinschaft „Vereinheitlichung der Untersuchung und Bewertung von Reststoffen“. Stand 1. März 1994.

LANDESBERGAMT BADEN-WÜRTTEMBERG (1997): Bericht des Landesbergamtes Baden-Württemberg für das Jahr 1996. – Freiburg i. Breisgau.

LAWA (1994): Empfehlungen für die Erkundung, Bewertung und Behandlung von Grundwasserschäden. – Hrsg.: Länderarbeitsgemeinschaft Wasser (LAWA), unter Vorsitz des Umweltministeriums Baden-Württemberg. Januar 1994, Stuttgart.

LFU BADEN-WÜRTTEMBERG (1993): Der Bodenzustand in Baden-Württemberg. – Berichte der Landesanstalt für Umweltschutz Baden-Württemberg, Jahresbericht 1993; S. 37-65; Karlsruhe.

LFU BADEN-WÜRTTEMBERG (1994): Schwermetallgehalte in Böden aus verschiedenen Ausgangsgesteinen Baden-Württembergs. – Handbuch Boden. Materialien zum Bodenschutz Band 3; 20 Seiten. Zentraler Fachdienst Wasser - Boden - Abfall - Altlasten bei der Landesanstalt für Umweltschutz Baden-Württemberg, Karlsruhe.

LFU BADEN-WÜRTTEMBERG (1994): Grundwasserüberwachungsprogramm. Geogen geprägte Beschaffenheit des Grundwassers. Hintergrundwerte 1985-1991. – Projektgruppe Grundwasserbeschaffenheit, unter Mitwirkung des Geologischen Landesamtes Baden-Württemberg. LfU Landesanstalt für Umweltschutz Baden-Württemberg, Karlsruhe.

LINDSKOG, S. (1970): Struct. Bonding 8, S. 153-196.

LIPPMANN, F. (1954): Über einen Keuperton von Zaiserweiher bei Maulbronn. – Heidelberger Beitr. Miner. u. Petrogr., V. 4, Nr. 1-2, S. 130-134.

LOTZE, TH. (1992): Untersuchungen der Bindungsformen von Schwermetallen in Kupferschieferhalden des Raumes Sangerhausen, unter Berücksichtigung ihres Schadstoffeintrages in Böden. – Diplomarbeit, Techn. Univ. Braunschweig, Institut für Geowissenschaften.

MERIAN, E. (1984): Metalle in der Umwelt - Verteilung, Analytik und biologische Relevanz. – 722 S.; Verlag Chemie, Weinheim.

MÖLLER, P. (1986): Anorganische Geochemie. – Heidelberger Taschenbücher Band 240. 326 S. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg.

NL (1983): Leidraad bodemsanering – Niederländisches Ministerium für Wohnungswesen, Raumordnung und Umwelt; Staatuitgeverij, s´Gravenhage, Niederlande; Auflage 1, Juli 1983.

NL (1988): Leidraad bodemsanering, Deel II. Technisch-Inhoudelijk Deel – Staatuitgeverij, s´Gravenhage, Niederlande; Auflage 4, November 1988.

OBERMANN, P. & CREMER, S. (1992): Mobilisierung von Schwermetallen in Porenwässern von belasteten Böden und Deponien: Entwicklung eines aussagekräftigen Elutionsverfahrens. – Materialien zur Ermittlung und Sanierung von Altlasten, Band 6; im Auftrag des Landesamtes für Wasser und Abfall NRW, Düsseldorf.

PARKHURST, D.L., THORSTENSON, D.C. & PLUMMER, L.N. (1990): PHREEQE - a computer program for geochemical calculations (Conversion and upgrade of the prime version of PHREEQE to IBM PC-compatible systems by J.V. TIRISANNI & P.D. GLYNN). – U.S. Geological Survey Water Resources Investigations Report No. 80-96, 195 p., Washington D.C.

PEIFFER, S., STUBERT, I. & BÄR, S. (1996): Die Mobilisierung von Cadmium aus gut gepufferten, pH-neutralen Sedimenten infolge der Oxidation von Eisensulfiden. – Wasser & Boden, 48.Jahrg., **5**/1996; S. 62-65.

PRÜESS, A., TURIAN, G. & SCHWEIKLE, V. (1991): Ableitung kritischer Gehalte an NH4NO3-extrahierbaren ökotoxikologisch relevanten Spurenelementen in Böden Südwestdeutschlands. – Mitt. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch., **66**, S. 385-388.

PUCHELT, H. (1989): Konzentrationen und Bindungsformen von Spurenelementen, insbesondere Schwermetallen, in Abhängigkeit vom Ausgangsgestein und der Entwicklung der Bodenbildung. – Statusbericht. Universität Karlsruhe, Institut für Petrographie und Geochemie.

RÖSLER, H.J. & LANGE, H. (1976): Geochemische Tabellen. – 674 S. Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart.

RÖSLER, H.J. (1988): Lehrbuch der Mineralogie. – 4. Auflage, 844 S. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig.

ROTH, L. & DAUNDERER, M. (1996): Giftliste^{PC} . – ecobase Software, ecomed verlagsgesellschaft AG & Co. KG, Landsberg.

SAVORY, J. & WILLS, M.R. (1984): Arsen. – In: MERIAN, E. (1984): Metalle in der Umwelt. – S. 319-334. Verlag Chemie, Weinheim.

SCHEFFER, F. & SCHACHTSCHABEL, P. (1992): Lehrbuch der Bodenkunde. – 13. Aufl., 491 Seiten. Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart.

SCHUBÖ, W. & UEHLINGER, H.M. (1984): SPSSx: Handbuch der Programmversion 2. – 494 S. Gustav Fischer Verlag, Stuttgart.

SOMMERFELD, F. & SCHWEDT, G. (1996): Vergleich ausgewählter Elutionsverfahren zur Beurteilung der Mobilität von Metallen. – Acta hydrochim. hydrobiol. **42,** 6, 255-259; VCH Verlagsgesellschaft mbH, Weinheim.

SPOSITO, G. (1983): The Chemical Forms of Trace Metals in Soils. – In: THORNTON, I. (ed:): Applied Environmental Geochemistry: 123-170; Academic Press, London.

STAHR, K. (1990): Geogene Schwermetallgehalte in Gesteinen der südwestdeutschen Schichtstufenlandschaft und ihrer Böden. – Statusbericht. Universität Hohenheim, Institut für Bodenkunde und Standortslehre.

TESSIER, A., CAMPBELL, P.G.C. & BISSON, M. (1979): Sequential Extraction Procedure for the Speciation of Particulate Trace Metals. – Analytical Chemistry **51**, 844-851.

TILLER, K.G., GERTH, J. & BRÜMMER, G. (1984): The Sorption of Cd, Zn, and Ni by Soil Clay Fractions: Procedures for Partition of Bound Forms and their Interpretation. – Geoderma, **34**: 1-16.

TRENCK, K.-T. v.d. (1997): Verunreinigte Böden. Prüfwerte und Konzepte - Ein kritischer Überblick. – UWSF-Z. Umweltchem. Ökotox. **9** (2), 97-106; Landsberg.

TVA (1990): Technische Verordnung über Abfälle. - Entwurf für eine Richtlinie zur Durchführung des Eluat-Test für Inertstoffe und endlagerfähige Reststoffe. – Schweizerischer Bundesrat, Verordnung vom 10.12.1990.

TVO (1990): Verordnung über Trinkwasser und über Wasser für Lebensmittelbetriebe (Trinkwasserverordnung – TrinkwV) – Bundesgesetzblatt Nr.66 vom 12. 12. 1990 (Seiten 2612-2632).

UMWELTBEHÖRDE HAMBURG (1997): Ringversuch zur Bestimmung von Parametern nach § 3,2, § 3,5 und § 3,6 (PCB) der Klärschlammverordnung (AbfKlärV). Boden- und Klärschlamm-Ringversuch 5/97. Bewertung. – Umweltbehörde Hamburg, Amt für Umweltschutz - Umweltuntersuchungen, Freie und Hansestadt Hamburg.

UMWELTMINISTERIUM BADEN-WÜRTTEMBERG (1993): Technische Verwertung von Bodenaushub. – Studie; Umweltministerium Baden-Württemberg; Heft Nr. 24 der Reihe „Luft, Boden, Abfall“, Stuttgart.

UMWELTMINISTERIUM BADEN-WÜRTTEMBERG (1994): Leitfaden zum Schutz der Böden beim Auftrag von kultivierbarem Bodenaushub. – Arbeitskreis Bodenschutz beim Umweltministerium Baden-Württemberg; Heft Nr. 28 der Reihe „Luft, Boden, Abfall“, Stuttgart.

VIERECK-GÖTTE, L., BRAND, P. & SIEPERMANN, M. (1997): Literaturstudie: Natürliche Grundgehalte von bodenrelevanten Metallen in Festgesteinen in NRW. – Endbericht. Im Auftrag des Landesumweltamtes Nordrhein-Westfalen.

VOLKSWAGEN-STIFTUNG (1997): Bericht 1996. – Vandenhoeck & Ruprecht.

ZACHMANN, D.W. & BLOCK, R. (1994): Studies of the availability of toxic heavy elements in soils and sediments in the vicinity of a lead smelting site (Germany). – Water, Air and Soil Pollution, **78**: 317-334.

ZAUNER, G., PAPENFUß, K.H., JAHN, R. & GRUPE, M. (1993): Gesteine als Quelle von Schwermetallen in Böden. – Mitteilgn. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch., **72**, 477-480.

ZWÖLFER, F., GEIß, M., ADAM, P., HEINRICHSMEIER, K. & HERRMANN, H. (1991): Erhaltung fruchtbaren und kulturfähigen Bodens bei Flächeninanspruchnahmen. – Untersuchung des Geologischen Landesamts Ba-

den-Württemberg im Auftrag des Ministeriums für Ernährung, Landwirtschaft, Umwelt und Forsten Baden-Württemberg. Heft 10 der Reihe Luft - Boden - Abfall; 40 Seiten. Ministerium für Umwelt Baden-Württemberg, Stuttgart